

UNIVERSIDADE FEDERAL DE SANTA CATARINA
CENTRO TECNOLÓGICO DE JOINVILLE
CURSO DE ENGENHARIA CIVIL DE INFRAESTRUTURA

EDUARDA WENTLAND DOS PASSOS

CARACTERIZAÇÃO E ANÁLISE DE ESTABILIDADE DOS TALUDES ROCHOSOS
DA RODOVIA DE ACESSO AO MUNICÍPIO DE PENHA

Joinville

2018

EDUARDA WENTLAND DOS PASSOS

CARACTERIZAÇÃO E ANÁLISE DE ESTABILIDADE DOS TALUDES ROCHOSOS
DA RODOVIA DE ACESSO AO MUNICÍPIO DE PENHA

Trabalho apresentado como requisito para
obtenção do título de bacharel no Curso
de Graduação em Engenharia Civil de
Infraestrutura do Centro Tecnológico de
Joinville da Universidade Federal de
Santa Catarina.

Orientador(a): Dr. Marcelo Heidemann

Joinville

2018

EDUARDA WENTLAND DOS PASSOS

CARACTERIZAÇÃO E ANÁLISE DE ESTABILIDADE DOS TALUDES ROCHOSOS
DA RODOVIA DE ACESSO AO MUNICÍPIO DE PENHA

Este Trabalho de Conclusão de Curso foi julgado adequado para obtenção do título de bacharel em Engenharia Civil de Infraestrutura, na Universidade Federal de Santa Catarina, Centro Tecnológico de Joinville.

Banca Examinadora:

Eng.^o Prof.^o Dr. Marcelo Heidemann
Orientador/Presidente
Centro Tecnológico de Joinville - UFSC

Eng.^o Prof.^o Dr. Yader Alfonso Guerrero Pérez
Membro
Centro Tecnológico de Joinville - UFSC

Eng.^a Prof.^o Msc. Helena Paula Nierwinski
Orientador(a)
Centro Tecnológico de Joinville – UFSC

AGRADECIMENTOS

À Deus por ter me dado forças para enfrentar os desafios da faculdade e conseguir chegar até aqui.

À meus pais, Celso e Selma, e as irmãs, Iriana, Mariana, Fernanda e Maisa por todo o incentivo e apoio que me proporcionaram durante esta etapa.

Ao meu orientador Prof. Marcelo Heidemann por toda a orientação neste período, obrigada por todos os ensinamentos. Também aos professores Yader Alfonso Guerrero Pérez e Helena Paula Nierwinski pelo auxílio prestado durante a realização deste trabalho.

Às minha amigas e colegas de apartamento, Bruna, Luana e Nicole, por todo apoio, compreensão e companheirismo durante todos esses anos.

Aos jovens mais legais que a engenharia me deu, Claudia, Daiana, Mayara, Nicole, Thayara e em especial Jorge, que não mediu esforços para contribuir com este trabalho.

Aos amigos que ganhei durante o tempo que permaneci na empresa júnior ESATI, obrigada por todo o companheirismo e incentivo.

À Universidade Federal do Rio Grande do sul pela execução dos ensaios Point Load Test.

RESUMO

Este trabalho apresenta a caracterização e análise de estabilidade dos taludes rochosos da rodovia João Batista Sérgio Murad, que dá acesso ao município de Penha, Santa Catarina. Trata-se de um corte em rochas classificadas como gnaisses, com alturas da ordem de 12 m e com inclinações que atingem 80°. A classificação dos taludes estudados foi feita por meio de métodos observacionais, que incluem a caracterização das feições estruturais e das condições hidrológicas presentes. Os taludes apresentados foram classificados pelos métodos Q, RMR e GSI, sendo que para a classificação Q e RMR estes apresentaram qualidades que variam de muito pobre a razoável. Para a análise de estabilidade de cada ponto foram combinadas a análise cinemática de estereogramas e resultados de simulações de quedas de blocos de rocha no Software Rockfall 6.1. Após a realização das análises concluiu-se que os taludes em estudo necessitam de estabilização/contenção, sendo que as principais soluções para o caso são a remoção de blocos de rocha soltos que podem vir a se desprender, para o caso de regiões com menor grau de fragmentação, e o uso de telas metálicas para regiões com maior fragmentação.

Palavras-chave: Talude rochoso. Maciço rochoso. Queda de blocos. Levantamento estrutural.

ABSTRACT

This work presents the characterization and stability analysis of the rock slopes of the João Batista Sérgio Murad highway, which gives access to the city of Penha, Santa Catarina. It is a cut in rocks classified as gneisses, with heights of the order of 12 m and with inclinations that reach 80°. The classification of the slopes studied was done through observational methods, which include the characterization of the structural features and hydrological conditions. The slopes presented were classified by the Q, RMR and GSI methods, and for the classification Q and RMR these presented qualities ranging from very poor to reasonable. For the stability analysis of each point, the kinematic analysis of stereograms and results of rock block falls simulations in the Software Rockfall 6.1 were combined. After the analysis, it was concluded that the slopes under study need stabilization / containment, and the main solutions for the case are the reduction of loose rock blocks that may come off (regions with a lower fragmentation degree), and use of metallic mesh for regions with greater fragmentation.

Keywords: Rocky slope. Rock massif. Block fall. Structural survey.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Juntas formando blocos.	17
Figura 2 - Tipos de falhas.....	18
Figura 3 - Tipos de dobramentos.	19
Figura 4 - Procedimento de cálculo do RQD.....	21
Figura 5 - Classificação GSI para maciços homogêneos	31
Figura 6 - Classificação GSI para maciços heterogêneos.....	32
Figura 7 - Deslizamento planar.	37
Figura 8 - Deslizamento em cunha.....	37
Figura 9 - Tombamento (sem flexão).	38
Figura 10 - Tombamento com flexão.....	39
Figura 11 - Queda de bloco de rocha.....	39
Figura 12 - Tipos de ruptura e representação estereográfica. (a) Ruptura planar, (b) ruptura em cunha, (c) ruptura por tombamento, (d) ruptura circular.....	41
Figura 13 - Teste de Markland para análise cinemática.....	42
Figura 14 - Localização geográfica do talude estudado.	44
Figura 15 - Localização geográfica do talude estudado.	45
Figura 16 - Taludes estudados.....	45
Figura 17 - Mapa geológico da região de Penha – SC.....	47
Figura 18 – Processamento do levantamento planialtimétrico.	49
Figura 19 – Sistema de carregamento do ensaio PLT.	50
Figura 20 – Equipamento para a execução do ensaio PLT.....	51
Figura 21 - Dimensões do corpo de prova.	51
Figura 22 - Frequência e amplitude.....	54
Figura 23 – Envoltória – impacto em barreira.....	56
Figura 24 - Corpos de prova ao lado de régua de 15cm. (A) corpo de prova 1, (B) corpo de prova 2, (C) corpo de prova 3, (D) corpo de prova 4 e (E) corpo de prova 5.	57
Figura 25 – Mosaico da classificação do maciço pelo sistema Q.....	62
Figura 26 - Mosaico da classificação do maciço pelo sistema RMR.	64
Figura 27 - Foto e estereograma do ponto 1.....	67
Figura 28 - Foto e estereograma do ponto 2.....	68
Figura 29 - Foto e estereograma do ponto 3.....	69

Figura 30 - Foto e estereograma do ponto 4.....	71
Figura 31 - Blocos empilhados no ponto 4.	72
Figura 32 - Foto e estereograma do ponto 5.....	73
Figura 33 - Foto e estereograma do ponto 6.....	74
Figura 34 - Foto e estereograma do ponto 7.....	75
Figura 35 - Foto e estereograma do ponto 8.....	76
Figura 36 - Foto e estereograma do ponto 9.....	78
Figura 37 - Foto e estereograma do ponto 10.....	79
Figura 38 - Foto e estereograma do ponto 11.....	80
Figura 39 - Foto e estereograma do ponto 12.....	82
Figura 40 - Foto e estereograma do ponto 13.....	83
Figura 41 - Foto e estereograma do ponto 14.....	84
Figura 42 – Detalhes ponto 14.	85
Figura 43 - Foto e estereograma do ponto 15.....	86
Figura 44 – Detalhes do ponto 15. (a) Formação de cunha, (b) Juntas muito abertas formando blocos soltos no maciço, (c) Blocos caídos no pé do talude.	87
Figura 45 - Foto e estereograma do ponto 16.....	88
Figura 46 – Detalhes do ponto 16. (a) Famílias de descontinuidade, (b) blocos caídos no pé do talude.....	89
Figura 47 - Foto e estereograma do ponto 17.....	90
Figura 48 – Detalhe do ponto 17.....	91
Figura 49 - Foto e estereograma do ponto 18.....	92
Figura 50 – Detalhe do ponto 18.....	93
Figura 51 - Foto e estereograma do ponto 19.....	94
Figura 52 - Foto e estereograma do ponto 20.....	95
Figura 53 – Detalhe do ponto 20.....	96
Figura 54 - Seções para o programa Rockfall 6.1.....	97
Figura 55 – Trajetória dos blocos e energia liberada durante a queda (seção 2)....	100
Figura 56 - Trajetória dos blocos e energia liberada durante a queda (seção 4)	100
Figura 57 – (a) sistema de ancoragem, (b) abrigo, (c) concreto projetado.....	101
Figura 58 – Tela metálica.....	103

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Classificação do maciço de acordo com o sistema RQD.	21
Tabela 2 - Classificação pelo sistema Q.	23
Tabela 3 - Classificação do maciço de acordo com o sistema Q.	26
Tabela 4 - Classificação RMR.	27
Tabela 5 – Classificação do maciço de acordo com o sistema RMR.	29
Tabela 6 - Aproximação do parâmetro m_i	33
Tabela 7 - Valores do parâmetro D.	35
Tabela 8 - Principais famílias de descontinuidades.	58
Tabela 9 - Famílias de descontinuidade presentes em cada ponto analisado.	59
Tabela 10 - Classificação pelo sistema Q.	61
Tabela 11 - Classificação RMR.	63
Tabela 12 - Classificação GSI.	64
Tabela 13 - Parâmetros dos tipos de superfície.	97
Tabela 14 - Parâmetros fixos adotados para todas as seções.	98
Tabela 15 – Parâmetros de entrada para o software.	98
Tabela 16 – Resumo dos resultados das simulações de queda de blocos de rocha.	99
Tabela 17 – Pontos que requerem o uso telas grampeadas ou barreiras de contenção.	104

LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

a – Parâmetro que depende da qualidade do maciço
Ao – Amplitude da rugosidade superficial
 C_0 – Resistência à compressão simples da rocha intacta
 C_{0m} – Resistência à compressão simples do maciço
D – Fator de perturbação
De – Frequência de rugosidade superficial
Dn – Amortecimento normal
Dt – Amortecimento tangencial
 E_{rot} – Energia cinética rotacional no momento do impacto
 E_{tot} – Energia cinética total no momento do impacto
GSI – Geological Strength Index
 J_a – Índice de influências da alteração das paredes das descontinuidades
 J_n – Índice de influência do nº de famílias de descontinuidades
 J_r – Índice de influência da rugosidade das paredes das descontinuidades
 J_v – Número de juntas por metro quadrado
 J_w – Índice de influência da ação da água subterrânea
m – Parâmetro que depende da qualidade do maciço
 M_{ang} – Momento angular no momento do impacto
 m_i – Parâmetro da rocha intacta
NGI – Norwegian Geotechnical Institute
Rg – Ângulo de atrito dinâmico
Rh – Ângulo de atrito estático
RMR – Rock Mass Rating
RQD – Rock Quality Designation
Rw – Resistência ao rolamento
S – Parâmetro que depende da qualidade do maciço
S1 – Seção 1
S2 – Seção 2
S3 – Seção 3
S4 – Seção 4
S5 – Seção 5
S6 – Seção 6

S_i – espaçamento médio das descontinuidades da família i
 SRF – Índice de influência do estado de tensões do maciço
 T_{0m} – Resistência à tração do maciço
 V – Variação de parâmetro
 V_n – Velocidade mínima normal
 V_t – Velocidade mínima tangencial
 ϕ – Ângulo de atrito das faces da descontinuidade
 ψ_f – Ângulo da face do talude
 ψ_i – Ângulo da linha de intersecção das descontinuidades

SUMÁRIO

1 INTRODUÇÃO	12
1.1 OBJETIVOS	13
1.1.1 Objetivo Geral	13
1.1.2 Objetivos Específicos	13
1.2 METODOLOGIA DA PESQUISA	13
2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	15
2.1 ESTRUTURA DE MACIÇOS ROCHOSOS	15
2.2 MAPEAMENTO ESTRUTURAL	16
2.2.1 Juntas	16
2.2.2 Falhas	18
2.2.3 Dobramentos	19
2.3 ÍNDICES DE CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS	19
2.3.1 RQD (Rock Quality Designation)	20
2.3.2 Q/NGI (Norwegian Geotechnical Institute)	22
2.3.3 RMR (Rock Mass Rating system)	26
2.3.4 GSI (Geological Strength Index)	30
2.4 INSTABILIDADES EM MACIÇOS ROCHOSOS	36
2.4.1 Deslizamentos	36
2.4.2 Tombamentos	38
2.4.3 Quedas	39
2.4.4 Análise Cinemática – Teste de Markland	40
3 CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA ESTUDADA	44
3.1 CARACTERIZAÇÃO GEOGRÁFICA	44
3.2 CARACTERIZAÇÃO GEOLÓGICA E GEOTÉCNICA	46
4 METODOLOGIA	48
4.1 MAPEAMENTO E LEVANTAMENTO FOTOGRÁFICO	48
4.2 POINT LOAD TEST – PLT	49
4.3 PROCESSAMENTO DE DADOS	52
4.3.1 SOFTWARE ROCKFALL	52
5 RESULTADOS	57
5.1 POINT LOAD TEST – PLT	57
5.2 MAPEAMENTO	58

5.3 CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO.....	61
5.3.1 Q/NGI.....	61
5.3.2 RMR.....	63
5.3.3 GSI.....	64
5.4 ANÁLISE CINEMÁTICA.....	65
5.4.1 Ponto 1.....	66
5.4.2 Ponto 2.....	67
5.4.3 Ponto 3.....	69
5.4.4 Ponto 4.....	70
5.4.5 Ponto 5.....	72
5.4.6 Ponto 6.....	73
5.4.7 Ponto 7.....	74
5.4.8 Ponto 8.....	76
5.4.9 Ponto 9.....	77
5.4.10 Ponto 10.....	79
5.4.11 Ponto 11.....	80
5.4.12 Ponto 12.....	81
5.4.13 Ponto 13.....	82
5.4.14 Ponto 14.....	84
5.4.15 Ponto 15.....	85
5.4.16 Ponto 16.....	87
5.4.17 Ponto 17.....	89
5.4.18 Ponto 18.....	91
5.4.19 Ponto 19.....	93
5.4.20 Ponto 20.....	94
5.5 ANÁLISE DE QUEDA DE BLOCOS DE ROCHA.....	96
5.6 NECESSIDADE DE ESTABILIZAÇÃO.....	101
6 CONCLUSÃO.....	106
REFERÊNCIAS.....	108
APÊNDICE A – LOCALIZAÇÃO DOS PONTOS NO TALUDE.....	111
APÊNDICE B – SEÇÕES TRANSVERSAIS DO TALUDE.....	112
APÊNDICE C – CURVAS DE NÍVEL DO TALUDE A CADA 1M.	115
APÊNDICE D – RESULTADO DAS SIMULAÇÕES NO SOFTWARE ROCKFALL.ERRO! INDICADOR NÃO DEFINIDO.	

1 INTRODUÇÃO

A mecânica das rochas, apesar de não ser um campo de estudos novo, teve maior desenvolvimento nos últimos 20 anos, durante os quais houve avanços significativos nas áreas da engenharia prática de minas e na engenharia de mecânica das rochas. Um dos fatores para tal desenvolvimento foi a importância da indústria mineira para a economia. Outras áreas da mecânica das rochas também sofreram uma grande evolução, principalmente no que diz respeito ao desprendimento de blocos e sistemas de sustentação de escavações (BRADY; BROWN, 2004).

Segundo Hudson e Harrison (1997) a mecânica das rochas estuda como as rochas reagem quando sujeitas a tensões impostas sobre as mesmas, as quais podem ser de ordem natural ou imposta pelo homem.

Na engenharia civil obras como rodovias, ferrovias e barragens para produção de energia e fornecimento de águas, podem requerer escavações e cortes em rochas. Em muitos casos, dependendo das características do local, os cortes em rochas, ou as encostas, podem se tornar instáveis; para rodovias e ferrovias muito movimentadas localizadas em vales ou no pé de taludes rochosos, é necessário dar atenção especial ao potencial de desprendimento de blocos (WYLLIE; MAH, 2005).

Assim, percebe-se a importância da análise de taludes rochosos, que de acordo com Giani (1992), tem como principal finalidade determinar a estabilidade dos mesmos quando naturais, e nos casos de cortes, o projeto deve assegurar estabilidade, possuir viabilidade de execução e otimização dos aspectos econômicos.

Nesse contexto, os objetivos deste trabalho são caracterizar os taludes rochosos junto à rodovia que dá acesso ao município de Penha – SC e classificá-los quanto às suas características geológicas e mecânicas, assim como analisar a estabilidade dos mesmos em relação à queda de blocos. Desta forma é possível propor, caso necessário, métodos de estabilização para os taludes. Para tal, por

meio de métodos observacionais serão extraídas as características do maciço em campo.

1.1 OBJETIVOS

1.1.1 Objetivo Geral

Avaliar as condições de estabilidade do talude rochoso junto à rodovia João Batista Sérgio Murad, que dá acesso ao município de Penha, em Santa Catarina.

1.1.2 Objetivos Específicos

- Caracterizar o maciço quanto às suas características geológicas e estruturais;
- Avaliar a possibilidade de desprendimento de blocos por meio de método cinemático;
- Avaliar as trajetórias tomadas por bloco potencialmente instabilizados e a probabilidade de que estes venham a atingir a rodovia;
- Propor solução de estabilização para o talude estudado, se necessário.

1.2 METODOLOGIA DA PESQUISA

Este trabalho é uma pesquisa explicativa aplicada ao caso de taludes rochosos junto a uma rodovia. Segundo Gil (2002), “essas pesquisas têm como preocupação central identificar os fatores que determinam ou contribuem para a ocorrência dos fenômenos”.

Os dados usados para a obtenção dos resultados têm caráter misto, tanto quantitativo quanto qualitativo, visto que parte dos dados se baseiam em observações das características do maciço feitas em campo e parte é obtida por ensaios em fragmentos de rocha feitos em laboratório.

O método empregado neste trabalho é o estudo de caso, que de acordo com Yin (2015), é um método empírico que tem por finalidade investigar um fenômeno

contemporâneo e seu contexto no mundo real. Os dados coletados do maciço permitiram classificar o mesmo quanto a suas características geológicas e mecânicas, e com base nessa classificação determinar se o maciço é estável ou apresenta riscos às pessoas que trafegam na rodovia adjacente ao mesmo.

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 ESTRUTURA DE MACIÇOS ROCHOSOS

Rochas são definidas como agregados de um ou mais minerais, as características e propriedades de uma rocha dependem do tipo de minerais que fazem parte de sua composição, e de como esses minerais estão ligados entre si (MCLEAN; GRIBBLE, 1985).

Assim, a resistência de uma rocha é influenciada pela sua mineralogia e pelo tipo de ligação entre esses minerais. Essas características dependem do tipo de formação da rocha, dos processos e tensões que a rocha já sofreu e que mudaram sua estrutura geológica, causando dobramentos, falhas e juntas, e de fatores externos como a presença de água (BLYTH; FREITAS, 1984).

Quanto à classificação das rochas, as mesmas podem ser classificadas como rochas sãs ou maciços rochosos. Rochas que não apresentam fraturas ou descontinuidades em sua estrutura podem ser consideradas como sãs, enquanto que em maciços rochosos há a presença de falhas e descontinuidades, reduzindo assim sua resistência (HUDSON; HARRISON, 1997).

Maciços rochosos apresentam tensões advindas de sua formação. A magnitude e direção dessas tensões, chamadas tensões *in situ*, são de grande importância para o projeto de obras de engenharia realizadas no maciço (PENG; ZHANG, 2007).

Segundo Herget (1988) as tensões *in situ* podem ser classificadas de acordo com a sua origem em:

- Tensões gravitacionais, causadas pelo peso das rochas sobrejacentes;
- Tensões tectônicas, gerada por processos tectônicos ou orogênicos;
- Tensões residuais;
- Tensões causadas por processos de glaciação já ocorridos;

- Tensões termiais.

Uma das principais funções da mecânica das rochas é a determinação das tensões in situ, as quais estão diretamente ligadas com os critérios de ruptura do maciço rochoso. (PENG; ZHANG, 2007).

2.2 MAPEAMENTO ESTRUTURAL

Uma das maiores dificuldades na mecânica das rochas é a determinação da resistência do maciço rochoso, o qual, devido às suas descontinuidades geológicas e fatores externos como a água, possui um comportamento difícil de prever. É possível estimar a resistência do maciço por meio de ensaios laboratoriais, porém adotar esse tipo de análise não é prático. Assim, a metodologia mais usual adotada para o cálculo da resistência do maciço é por meio de observações geológicas, caracterização das descontinuidades, e análises laboratoriais em fragmentos de rocha extraídos do maciço (HOEK, s. d.).

Segundo Waltham (2009), a existência de descontinuidades nos maciços rochosos é causada pelo movimento das placas tectônicas, este fenômeno ocorre quando as tensões geradas por esse movimento excedem a resistência plástica da rocha.

Desta forma, pode-se classificar os defeitos como juntas, falhas e dobramentos.

2.2.1 Juntas

Junta é o tipo de defeito mais comum em maciços rochosos. São definidas como fraturas na rocha nas quais não há movimento transversal entre as duas faces da falha, ou este é imperceptível (JAEGER; COOK; ZIMMERMAN, 2007).

Quando há excesso de tensões internas no maciço rochoso, a resposta do mesmo é a ruptura da rocha e formação de juntas, resultando no alívio das tensões (BLYTH; FREITAS, 1984).

As juntas podem ser classificadas em sistemáticas ou não sistemáticas. As sistemáticas são juntas paralelas e aproximadamente equidistantes entre si, as quais são chamadas de família de juntas, quando há mais de uma família estas formam

sistemas. As não sistemáticas não possuem um padrão de frequência e normalmente terminam quando encontram juntas sistemáticas (GIANI, 1992).

Podem haver sistemas de juntas em diferentes direções, muitas vezes formando blocos de rocha isolados no maciço, os quais podem vir a se desprender do maciço, como mostra a Figura 1 (JAEGER; COOK; ZIMMERMAN, 2007).

Figura 1 - Juntas formando blocos.



Fonte: Hunt (2007).

De acordo com Hunt (2007) as juntas, ou famílias de juntas, podem ser classificadas de acordo com a sua origem em três categorias:

- Juntas de cisalhamento: formadas por tensões cisalhantes geradas devido ao processo de dobramento do maciço;
- Juntas de tensão: resultado do alívio de tensões ou resfriamento do maciço, e apresentam deslocamento na direção normal à superfície da junta;
- Juntas de deslocamento: apresentam deslocamento em duas direções, normal e paralelo à superfície da fratura.

As juntas ocorrem em diversas escalas no maciço, as mais significativas são chamadas de juntas principais, as quais são normalmente espaçadas por dezenas ou centenas de metros, paralelas e retas; as juntas cruzadas são geralmente de

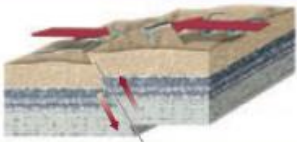
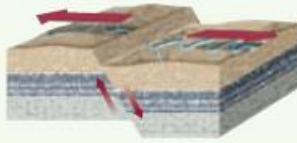

menor importância, irregularmente espaçadas e com tendência a serem curvas. O espaçamento entre as juntas pode formar caminhos para o escoamento de fluídos e ser preenchido por diversos minerais, como quartzo, calcita ou argila (JAEGER; COOK; ZIMMERMAN, 2007).

De acordo com Giani (1992) além de ser o tipo de descontinuidade mais comum, as juntas são a característica estrutural mais significativa do maciço rochoso.

2.2.2 Falhas

Falhas são fraturas com deslocamento horizontal ou vertical entre as duas faces da rocha, podem possuir aberturas de poucos centímetros até centenas de metros. As falhas com grandes espaçamentos são resultado de zonas de rochas altamente fraturadas devido aos movimentos de moagem repetitivos ao longo do plano de falha. As falhas podem ser classificadas em três tipos: falha inversa, transcorrente e normal, conforme mostra a Figura 2 (MARK; CROWFORD, 1998).

Figura 2 - Tipos de falhas.

Tipo de Falha	Tipo de Movimento	Exemplo
Reversas	Compressão causa movimentos horizontais e verticais	
Normal	Tração causa movimentos horizontais e verticais	
Transcorrente	Cisalhamento causa movimentos horizontais	

Fonte: Adaptado de Borrero et al. (2008, p. 531).

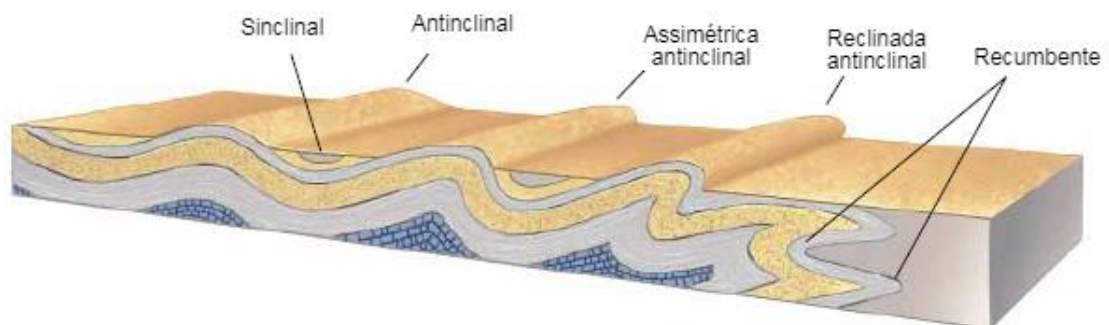
As falhas reversas são geradas devido à compressão horizontal da camada de rocha, gerando um deslocamento vertical; a falha normal é causada por esforços de tração na rocha, originando um movimento vertical, e por fim a falha transcorrente

é resultado de uma tensão de cisalhamento que produz movimento horizontal na camada de rocha, conforme exemplificado na (BORRERO et al., 2008).

2.2.3 Dobramentos

Esse tipo de descontinuidade é caracterizado pela presença de dobras nas camadas de rocha causadas devido à possíveis forças de compressão atuantes no maciço rochoso. Os dobramentos podem ou não apresentar pequenas fraturas nas camadas de rocha, dependendo das propriedades de deformação plástica e frágil do material. Normalmente esse fenômeno ocorre em um padrão de vários dobramentos sucessivos (THOMPSON; TURK, 1997).

Figura 3 - Tipos de dobramentos.



Fonte: Adaptado de Thompson e Turk (2008, p. 203).

Como mostra a Figura 3, as dobras podem ser anticlinais, côncavas para baixo, ou sinclinais, côncavas para cima, simétricas ou assimétricas em relação ao eixo da dobra, com dobramentos leves ou acentuados, os quais dependem da força de compressão, e também possuir formato arredondado ou anguloso. Quando a inclinação da dobra for acentuada esta é considerada recumbente ou reclinada (WALTHAM, 2009).

2.3 ÍNDICES DE CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS

Historicamente os maciços rochosos foram classificados com base na coleta de testemunhos por meio de sondagens, obtendo assim resultados limitados que

dependem muito de fatores como o equipamento, as técnicas operacionais e a qualidade da rocha. Esse tipo de análise sozinha não fornece informações diretas sobre a dureza da rocha, grau de alteração e defeitos. É recomendável combinar a análise de testemunho com observações feitas em campo (HUNT, 2007).

Os principais índices a serem analisados, de acordo com Hunt (2007), são a dureza, grau de alteração, tipo de rocha, orientação e espaçamento das descontinuidades, forma, rugosidade superficial e preenchimento das juntas.

Entre os sistemas de classificação amplamente difundidos na literatura e que serão abordados neste trabalho estão os sistemas RQD, Q, RMR e GSI.

2.3.1 RQD (Rock Quality Designation)

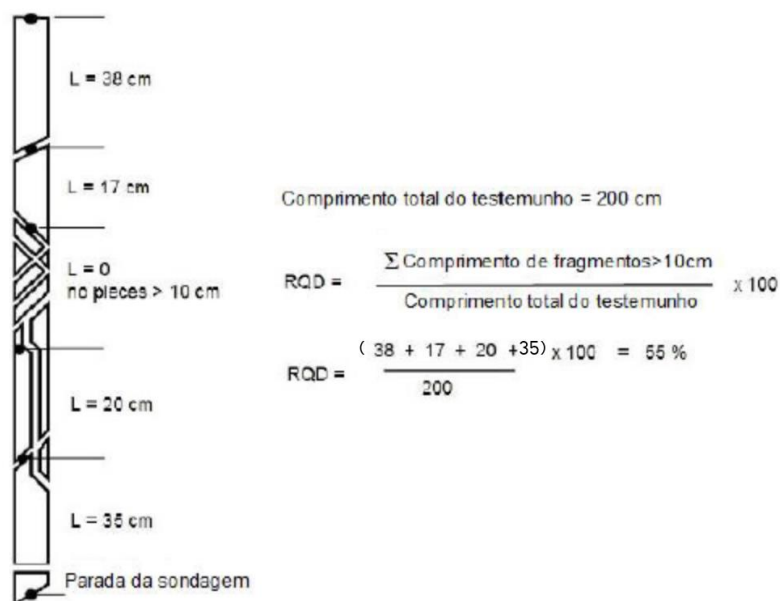
O parâmetro RQD, o qual começou a ser desenvolvido em 1964, foi publicado por Deere et al. (1967) e definido como um índice para determinação da qualidade do maciço rochosos. Este índice pode ser usado para a determinação da recuperação da formação rochosa (DEERE; DEERE, 1989).

Para a determinação do RQD é recomendado pela Sociedade de Mecânica das Rochas o uso de sonda rotativa composta por dois tubos, sendo que o diâmetro mínimo deve ser 54,7 mm. O comprimento do testemunho que será extraído por meio da sondagem deve ser de no máximo 1,5 m (BIENIAWSKI, 1989).

Segundo Deere e Deere (1988) diâmetros que variam entre 33,5 mm e 85 mm podem ser aceitáveis, porém a perfuração e extração do testemunho devem ser feitas usando técnicas adequadas para evitar a fratura do testemunho.

O cálculo do índice se dá pela razão da soma de todos os pedaços do testemunho com comprimento maior ou igual a 100 mm pelo comprimento total do testemunho, como ilustrado na Figura 4. As fraturas causadas pelo processo de furação não devem ser consideradas, somente devem ser levados em conta fragmentos de rocha causados por juntas, dobramentos ou outros tipos de descontinuidades presentes no maciço (MCLEAN; GRIBBLE, 1985).

Figura 4 - Procedimento de cálculo do RQD.



Fonte: Modificado de Deere e Deere (1989, p. 12).

O valor de RQD pode ser relacionado à descrição da qualidade da rocha conforme a Tabela 1.

Tabela 1 - Classificação do maciço de acordo com o sistema RQD.

RQD (%)	Descrição da qualidade da rocha
0 - 25	Muito pobre
25 - 50	Pobre
50 - 75	Regular
75 - 90	Bom
90 - 100	Excelente

Fonte: adaptado de Deere e Deere (1989, p. 22).

Como aspecto negativo, o índice RQD desconsidera a anisotropia do maciço. Este é sensível à direção e espaçamento das descontinuidades, e quando as falhas estão espaçadas em mais de um metro é possível que não apareçam na sondagem. Devido à este fato recomenda-se o uso do RQD como um parâmetro para uma estimativa inicial do grau de alteração do maciço rochoso. Resultados de

valores de RQD baixos servem como um alerta para a situação do maciço no local (MILNE; HADJIGEORGIOU; PAKALNIS, 1998).

O RQD, apesar de ser um índice simples e barato, sozinho não é suficiente para a descrição adequada do maciço. Existem sistemas de classificação mais novos que usam o valor de RQD combinado com outras características não contempladas no cálculo do mesmo, como resistência à compressão, tensão in situ, características das juntas, orientação das fraturas e presença de água (DEERE; DEERE, 1988).

2.3.2 Q/NGI (Norwegian Geotechnical Institute)

O sistema de classificação Q, também conhecido como NGI (Norwegian Geotechnical Institute) foi proposto por Barton, Lien e Lunde (1974) e combina parâmetros como o índice de qualidade da rocha (RQD), número de famílias de descontinuidades, rugosidade das descontinuidades, alteração das paredes das descontinuidades e presença de água subterrânea. O cálculo do índice é obtido pela equação 1.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (1)$$

Na qual:

RQD - Índice de Qualidade da Rocha

J_n – Índice de influência do nº de famílias de descontinuidades.

J_r – Índice de influência da rugosidade das paredes das descontinuidades.

J_a – Índice de influências da alteração das paredes das descontinuidades.

J_w – Índice de influência da ação da água subterrânea.

SRF – Índice de influência do estado de tensões do maciço.

O parâmetro SFR pode ser definido como o alívio de tensões no maciço causadas por uma escavação. Este alívio pode ocorrer através de argila presente nas descontinuidades (BARTON, LIEN E LUNDE, 1974).

Os índices de entrada da formulação podem ser estimados de acordo com a Tabela 2.

Tabela 2 - Classificação pelo sistema Q.

1 - Descrição da qualidade da rocha	RQD (%)	Obs.
Muito pobre	0 - 25	Se o RQD reportado for <10 (incluindo 0, usar 10). Valores de RQD expressos em intervalos de 5 são suficientemente precisos.
Pobre	25 - 50	
Regular	50 - 75	
Bom	75 - 90	
Excelente	90 - 100	
2 - Número de sistema de juntas	Jn	Obs.
A – Maciço, sem juntas	0,5 - 1,0	Para intersecções usar 3Jn e para portais usar 2Jn.
B – Um sistema de juntas	2	
C – Um sistema de juntas aleatórios	3	
D – Dois sistemas de juntas	4	
E – Dois sistemas de juntas aleatórios	6	
F – Três sistemas de juntas	9	
G – Três sistemas de juntas aleatórios	12	
H – Quatro ou mais sistemas de juntas, randômicas, forte descontinuidade	15	
J – Rocha alterada, solo	20	
3 - Número de rugosidade das juntas	Jr	Obs.
Com contato entre as faces da rocha durante o início do cisalhamento (<10 cm)		Somar 1 se o espaçamento médio entre sistemas de juntas importantes for maior que 3,0 m.
A – Junta descontínua	4	
B – Rugosa ou irregular, ondulada	3	
C – Suavemente ondulada	2	
D – Ondulada com slickensides	1,5	
E – Rugosa ou irregular, plana	1,5	
F – Suave, planar	1	
G – Planar com slickensides	0,5	
Sem contato entre as faces da rocha durante o cisalhamento		Jr=0,5 pode ser usado para juntas planares, com slickensides e contendo lineações se provado que tais lineações são orientadas de forma a mobilizar mínima resistência.
H – Zonas contendo argilominerais, espessas o suficiente para evitar o contato entre as faces rochosas	1	
J – Zonas preenchidas por areia, pedregulho ou material desagregado, espessas o suficiente para evitar o contato entre as faces rochosas.	1	
4 - Número de alterações das juntas	Ja (φr aprox.)	Obs.
Contato rocha-rocha		Os valores de φ servem como um guia aproximado para as propriedades mineralógicas dos produtos de alteração, se presentes.
A – Cicatrizado, duro, impermeável	0,75	
B – Contato sem alteração, superfície apenas oxidada	1,0 (25-35)	
C – Faces levemente alteradas, revestimento por minerais não “macios”, partículas arenosas, rocha desintegrada sem argilas	2,0 (25-30)	
D – Revestimento por silte ou argila arenosa, pequena quantidade de argila	3,0 (20-25)	
E – Preenchimento por argilas de baixo atrito (caulinita, mica), ou pequenas quantidades de argilas expansivas	4,0 (8-16)	

Com contato entre as faces da rocha durante o início do cisalhamento (<10 cm)		Os valores de ϕ servem como um guia aproximado para as propriedades mineralógicas dos produtos de alteração, se presentes.
F – Partículas arenosas, sem argila, rocha desintegrada.	4,0 (25-30)	
G – Preenchimentos < 5mm, em argila muito dura	6,0 (16-24)	
H - Preenchimentos < 5mm, em argila pouco rija	8,0 (12-16)	
J – Preenchimentos < 5mm, em argila expansiva	8,0 a 12,0 (6-12)	
Sem contato entre as faces da rocha durante o cisalhamento		
K – Zonas ou bandas desintegradas ou degradadas	6,0 (6-24)	
L – Rocha e argila	8,0 a 12,0 (6-24)	
N – Zonas ou andas de argila siltosa ou arenosa, com pequena quantidade de argila, rijas	5,0 (6-24)	
O – Zonas contínuas ou bandas de argila	10,0 a 13,0 (6-24)	
P, Q, R – Ver G, H e J para argilas	-	
5 - Fator de redução de água em juntas	Jw (U aprox.)	Obs.
A – Escavação seca ou com pequena infiltração (< 5L/m localmente)	1,0 (<100 kPa)	Fator Jw entre C e F são estimativas grosseiras. Aumentar os valores de Jw se houver uso de sistemas de drenagem. Problemas causados por formação de gelo não são considerados.
B – Infiltração ou pressão mediana, com ocasional lavagem do preenchimento de juntas	0,66 (100-250 kPa)	
C – Grande fluxo ou pressão em rochas competentes com juntas não preenchidas	0,5 (250-1000 kPa)	
D – Grande fluxo ou pressão	0,33 (250-1000 kPa)	
E – Fluxo ou pressão excepcionalmente altos na escavação, decaindo com o tempo	0,2 a 0,1 (>1MPa)	
F – Fluxo ou pressão excepcionalmente altos	0,1 a 0,05 (>1MPa)	
6 - Fator de redução de tensão	SRF	Obs.
Zonas de fraqueza interceptando escavação, capaz de causar alívio de tensão e soltar blocos quando o túnel for escavado		É possível reduzir os valores de SRF entre 25 e 50%, mas só se a influência das zonas de cisalhamento relevantes não intercepta a escavação.
A – Múltiplas ocorrências de zonas de fraqueza contendo argila ou rocha alterada quimicamente, rochas soltas no entorno (qualquer profundidade)	10	
B – Simples zonas de fraqueza contendo argila ou rocha alterada quimicamente (escavações com profundidade <50 m)	5	
C – Simples zonas de fraqueza contendo argila ou rocha alterada quimicamente (escavações com profundidade >50 m)	2,5	
D – Múltiplas zonas de fraqueza em rocha competente (livre de argilas). Blocos soltos no entorno (qualquer profundidade)	7,5	
E – Simples zonas de fraqueza em rocha competente, livre de argilas (escavações com profundidade <50 m)	5	
F – Simples zonas de fraqueza em rocha competente, livre de argilas (escavações com profundidade >50 m)	2,5	Para campos de tensão iniciais fortemente anisotrópicos (se medidos): quando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reduzir σ_c para $0,8\sigma_c$ e σ_t para $0,8\sigma_t$. Quando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reduzir σ_c e σ_t para $0,6\sigma_c$ e $0,6\sigma_t$, onde σ_c é resistência à compressão não

G – Juntas abertas e soltas, fortemente descontinuas formando cubos de gelo (qualquer profundidade)	5	confinada e σ_t é a resistência à tração (point load), σ_1 e σ_3 são as tensões normais principais maior e menor.
Rocha competente, problemas de rochas tensionadas		
H – Baixas tensões, próximo da superfície ($\sigma_c/\sigma_1>200$) ($\sigma_t/\sigma_1>13$)	2,5	
J – Tensão média ($\sigma_c/\sigma_1=200$ a 10) ($\sigma_t/\sigma_1=13 - 0,66$)	1	
K – Alta tensão, estrutura confinada (usualmente favoráveis à estabilidade, podem ser desfavoráveis à estabilidade das paredes) ($\sigma_c/\sigma_1=200$ a 10) ($\sigma_t/\sigma_1=0,66 - 0,33$)	0,5 a 2,0	
L – Moderado rockburst ($\sigma_c/\sigma_1=5$ a 2,5) ($\sigma_t/\sigma_1=0,33 - 0,16$)	5,0 a 10,0	
M – Forte rockburst ($\sigma_c/\sigma_1<2,5$) ($\sigma_t/\sigma_1<0,16$)	10,0 a 20,0	São conhecidos poucos casos em que a profundidade do teto abaixo da superfície é inferior à largura do túnel. Sugere-se aumentar SRF para 2,5 a 50 nesses casos (ver H).
Rocha comprimida, fluxo plástico ou rochas pouco competentes sob influência de altas tensões		
N – Rochas pressionadas moderadamente	5,0 – 10,0	
O – Rochas pressionadas fortemente	10,0 – 20,0	
Rocha sob expansão, atividade expansiva química dependente da presença de água		
P – Rochas pressionadas moderadamente	5,0 – 10,0	
Q – Rochas pressionadas fortemente	10,0 – 15,0	

Fonte: adaptado de Barton, Lien e Lunde: (1974, p. 194)

A fração $\frac{RQD}{J_n}$ reflete o tamanho dos blocos, enquanto que $\frac{J_r}{J_a}$ está relacionada ao ângulo de atrito entre blocos e $\frac{J_w}{SRF}$ está associada à condição de tensão efetiva do maciço (MILNE; HADJIGEORGIOU; PAKALNIS, 1998).

Nos casos em que não é possível a realização de sondagens, o índice RQD pode ser estimado pela equação proposta por Palmstrom (1974):

$$RQD = 115 - 3,3J_v \quad (2)$$

Na qual J_v é o número de juntas por metro quadrado e pode ser calculado pela equação a seguir:

$$J_v = \sum \frac{1}{S_i} \quad (3)$$

Sendo S_i o espaçamento médio das descontinuidades da família i, em metros.

O parâmetro Q é normalmente usado para o dimensionamento de escavações em rocha. De acordo com a finalidade da escavação é possível estabelecer uma dimensão segura ou sistema de suporte para a mesma (BIENIAWSKI, 1989).

A Tabela 3 apresenta os resultados de Q e sua respectiva classificação.

Tabela 3 - Classificação do maciço de acordo com o sistema Q.

Q	Qualidade do maciço
1000 – 400	Excepcionalmente boa
400 – 100	Extremamente boa
100 – 40	Muito boa
40 – 10	Boa
10 – 4	Razoável
4 – 1	Pobre
1 – 0,1	Muito pobre
0,1 – 0,01	Extremamente pobre
0,01 – 0,001	Excepcionalmente pobre

Fonte: Barton, Lien e Lunde (1974) apud Zhang (2005, p. 111).

O valor de Q pode variar entre 0,001 e 1000, o maciço rochoso pode ser classificado em 9 classes, de excepcionalmente boa a excepcionalmente pobre (ZHANG, 2005).

2.3.3 RMR (Rock Mass Rating system)

Desenvolvido por Bieniawski em 1973, o RMR é um sistema de classificação usado em diversas áreas da mecânica das rochas, porém sua principal aplicação é na área de dimensionamento de túneis. Existem diversas extensões do sistema para as áreas de escavações, minas, fundações e estabilidade de taludes (BIENIAWSKI, 1989).

Os parâmetros de entrada do sistema são:

- Resistência à compressão simples da rocha;
- RQD;
- Espaçamento das descontinuidades;
- Condições do lençol freático;
- Orientação das descontinuidades.

O RMR é um sistema de fácil aplicação e que já sofreu modificações desde a sua criação, porém independente da versão utilizada é importante que este seja usado para o que foi desenvolvido (READ; STACEY, 2009).

De acordo com Bieniawski (1989) primeiramente o maciço deve ser dividido em regiões com propriedades aproximadamente uniformes. Normalmente a fronteira entre as regiões será definida por descontinuidades mais significativas como, por exemplo, falhas, dique e zonas de cisalhamento. Cada parâmetro de entrada recebe uma pontuação, a qual servirá para a classificação da região do maciço em estudo. A pontuação se dá de acordo com a Tabela 4.

Tabela 4 - Classificação RMR.

CLASSIFICAÇÃO – PARÂMETROS E SEUS VALORES								
Parâmetro			Intervalo de valores					
1	Resistência da rocha intacta (MPa)	Índice de carga pontual (PLT)	> 10	4 – 10	2 – 4	1 - 2	Para estes valores menores – recomenda-se teste de compressão uniaxial	
		Resistência à comp. uniaxial	> 250	100 – 250	50 – 100	25 – 50	5 – 25	1 – 5
	Valor		15	12	7	4	2	1
2	Designação da qualidade da rocha (RQD %)	90 – 100	75 – 90	50 – 75	25 – 50	< 25		
	Valor	20	17	13	8	3		
3	Espaçamento das descontinuidades (cm)	> 200	200 – 60	60 – 20	20 – 6	< 6		
	Valor	20	15	10	8	5		
4	Condição das descontinuidades (ver (7) parâmetro – descontinuidades)	Superfícies muito rugosa , não-contínua e sem separação , parede da rocha não alterada	Superfícies pouco rugosa, separação < 1 mm , paredes da rocha pouco intemperizadas	Superfícies pouco rugosa, separação < 1 mm , paredes da rocha muito intemperizadas	Superfícies estriada ou gouge < 5 mm (espessura) ou separação 1 – 5mm (contínua)	Gouge mole > 5mm (espessura) ou separação > 5mm (contínua)		
	Valor	30	25	20	10	0		

5	Água subterrânea	Influxo por 10 m no comprimento do túnel (l/m)	Sem valor	< 10	10 - 25	25 – 125	> 125
		(Pressão de água na junta)/(σ principal maior)	0	< 0,1	0,1 – 0,2	0,2 – 0,5	> 0,5
		Condições gerais	Completamente seco	Úmido	Molhado	Gotejando	Com fluxo
	Valor		15	10	7	4	0

6	Orientações da direção e mergulho (ver (8))		Muito favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável
	Valor	Túneis e Minas	0	-2	-5	-10	-12
		Fundações	0	-2	-7	-15	-25
		Taludes	0	-2	-25	-50	

Classificação do maciço rochoso determinada a partir dos valores totais

Valor	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	< 21
Classe número	I	II	III	IV	V
Descrição da rocha	Muito boa	Boa	Razoável	Pobre	Muito pobre

(7) Parâmetro (descontinuidades)

Comprimento da descontinuidade Persistência / continuidade (m)	< 1	1 – 3	3 – 10	10 – 20	> 20
Valor	6	4	2	1	0

Separação / abertura (mm)	Sem abertura	< 0,1	0,1 – 1,0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm
Valor	6	5	4	1	0

Rugosidade	Muito rugosa	Rugosa	Pouco rugosa	Lisa	Estriada
Valor	6	5	3	1	0

Preenchimento / gouge (mm)	Sem preenchimento	Preenchimento duro		Preenchimento mole	
		< 5	> 5	< 5	> 5
Valor	6	4	2	2	0

Intemperismo	Não-alterada	Pouco alterada	Moderadamente alterada	Muito alterada	Decomposta
Valor	6	5	3	1	0

(8) Orientação (strike) Perpendicular ao Eixo do Túnel

Na direção do Mergulho (dip)	Contra o Mergulho (dip)
------------------------------	-------------------------

45 – 90°	20 – 45°	45 – 90°	20 – 45°
Muito favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável

Direção (strike) paralelo ao eixo do túnel		Independentemente da direção (strike)
20 – 45°	45 – 90°	0 – 20°
Razoável	Muito desfavorável	Razoável

Classe nº	I	II	III	IV	V
Média tempo de auto sustentação (stand-up time)	20 anos para vão de 15 m	1 ano para vão de 10 m	1 semana para vão de 5 m	10 horas para vão de 2,5 m	30 minutos para vão de 1 m
Coesão do maciço rochoso (kPa)	> 400	300 – 400	200 – 300	100 – 200	< 100
Ângulo de atrito do maciço rochoso (graus)	> 45	35 – 45	25 – 35	15 – 25	< 15

Fonte: Adaptado de Bieniawski (1989 p. 54).

É importante destacar que o parâmetro orientação das descontinuidades depende da aplicação para a qual o método está sendo utilizado. O parâmetro é fornecido qualitativamente, e de acordo com a finalidade do uso serão realizados ajustes específicos. Para o caso de estabilidade de taludes Romana (1985) desenvolveu uma extensão do método chamada SMR (Slope Mass Rating) (BIENIAWSKI, 1989).

Tabela 5 – Classificação do maciço de acordo com o sistema RMR.

RMR	Qualidade do maciço rochoso
81-100	Muito boa
61-80	Boa
41-60	Razoável
21-40	Pobre
<20	Muito pobre

Fonte: Modificado de Bieniawski (1989 p. 62).

O maciço pode ser classificado, como mostra a Tabela 5, proposta por Bieniawski (1989) em uma escala de 0 a 100, com qualidades de rocha que variam entre muito pobre a muito boa.





2.3.4 GSI (Geological Strength Index)

Introduzido por Hoek (1994) e Hoek et al. (1995) o índice GSI foi criado inicialmente para a aplicação em túneis, porém atualmente tem por objetivo estimar parâmetros associados aos critérios de resistência do maciço, como por exemplo a resistência à compressão e tração uniaxial. É um método de classificação visual, portanto requer certa experiência do observador.

O GSI visa aproximar os valores de resistência do maciço obtidos em laboratório para valores que melhor retratam a realidade em campo. A aplicação do método é feita conforme a Figura 5 (MARINOS; HOEK, 2000).

O método foi modificado e adaptado ao longo dos anos conforme mais experiências e casos foram surgindo. Marinós e Hoek (2000) desenvolveram uma tabela para a classificação de maciços heterogêneos, conforme mostrado na Figura 6.

Figura 5 - Classificação GSI para maciços homogêneos

<p>ÍNDICE DE RESISTÊNCIA GEOLÓGICA PARA MACIÇOS FRATURADOS (Hoek & Marinos, 2000)</p> <p>A partir da litologia, estrutura e condições da superfície das discontinuidades, estima-se o valor médio de GSI. Não tente ser tão preciso. Citar um alcance de 33 a 37 é mais realístico do que afirmar que $GSI = 35$. Observe que a tabela não é aplicável a rupturas controladas estruturalmente. Onde existir planos estruturais de fraqueza com orientação desfavorável em relação à face da escavação, estes controlarão o comportamento do maciço rochoso. A resistência ao cisalhamento de superfícies rochosas propensas a sofrer deterioração com as variações de umidade será reduzida quando existir presença de água. Quando trabalhar com rochas de categoria razoável a muito pobre, um deslocamento para a direita pode ser feito em condições de saturação. Pressão de água é avaliada através de análises de tensão efetiva.</p>		<p>CONDIÇÕES DA SUPERFÍCIE</p> <p>MUITO BOA Muito rugosa, superfícies são não intemperizadas</p> <p>BOA Rugosa, levemente intemperizada, superfícies manchadas de ferro ("enferrujadas")</p> <p>RAZOÁVEL Lisa, superfícies moderadamente intemperizadas e alteradas</p> <p>POBRE Polida, superfícies altamente intemperizadas com camadas compactas ou preenchimentos ou fragmentos angulares</p> <p>MUITO POBRE Polida, superfícies altamente intemperizadas com camadas de argila mole ou preenchimentos</p>				
ESTRUTURA		DECRÉSCIMO DA QUALIDADE DA SUPERFÍCIE →				
	INTACTA OU MACIÇA – rocha íntacta ou maciça com poucas descontinuidades, largamente espaçadas	<p>DECRÉSCIMO DO INTERTRAVAMENTO DE BLOCOS ROCHOSOS</p> <p>↓</p>				
	FRATURADA – maciço rochoso bem intertravado não perturbado constituído por blocos cúbicos formados por três famílias de descontinuidades que se interceptam					
	MUITO FRATURADA – intertravado, maciço parcialmente perturbado com blocos angulares com várias faces formados por quatro ou mais famílias de descontinuidades					
	FRATURADA/PERTURBADA/"COSTURADA" – dobrada com blocos angulares formados por muitas famílias de descontinuidades interceptadas. Persistência de planos de acamamentos ou xistosidades					
	DESINTEGRADA – pobremente intertravada, maciço rochoso intensamente quebrado, com uma mistura de pedaços rochosos angulares e arredondados					
	LAMINADA/CISALHADA – ausência de blocos devido ao estreito espaçamento de xistosidades fracas ou planos de cisalhamento					
		90	80	70	60	50
		40	30	20	10	N/A
		N/A	N/A	N/A	N/A	N/A

Fonte: Adaptado de Mariano e Hoek (2000, [s. p.]).

Figura 6 - Classificação GSI para maciços heterogêneos.

GSI PARA MACIÇOS HETEROGENEOS TAIS COMO FLYSCH (MARINOS, P. E HOEK, E. 2000)		CONDIÇÕES DA SUPERFÍCIE DE DESCONTINUIDADES (Predominantemente planos de acamamento)		COMPOSIÇÃO E ESTRUTURA	
A partir de uma descrição da litologia, estrutura e condições da superfície (particularmente dos planos de acamamentos), escolha uma caixa de desenho. Localize a posição na caixa que corresponde à condição das descontinuidades e estime o valor médio de GSI a partir dos contornos. Não tente ser tão preciso. Citar um alcance de 33 a 37 é mais preciso do que afirmar que GSI=35. Observe que o Critério de Hoek-Brown não é aplicável a rupturas controladas estruturalmente. Onde descontinuidades persistentes planares fracas orientadas desfavoravelmente estão presentes, estas controlarão o comportamento do maciço rochoso. A resistência de alguns maciços rochosos é reduzida pela presença de água subterrânea, e isto pode ser levado em conta através de um leve deslocamento para a direita nas colunas para condições razoável, pobre e muito pobre. Pressão de água não muda o valor de GSI, e é avaliada através do uso de análises de tensão efetiva.		MUITO BOA - Muito rugosa, superfícies não intemperizadas.		BOA - Rugosa, superfícies levemente intemperizadas.	
COMPOSIÇÃO E ESTRUTURA		RAZOÁVEL - Lisa, superfícies moderadamente intemperizadas e alteradas.		POBRE - Muito lisa, superfícies ocasionalmente polidas com camadas compactas ou preenchidas com fragmentos angulares.	
MUITO POBRE - Muito lisa, superfícies polidas ou altamente intemperizadas com camadas de argila mole ou preenchimentos.					
A. Acamamento espesso, arenito muito fraturado. O efeito de camadas de pelito sobre os planos de acabamento é minimizado pelo confinamento do maciço rochoso. Em túneis rasos ou taludes estes planos de acamamento podem causar instabilidade controlada estruturalmente.		70		A	
B. Arenito com finas camadas de silito intercaladas		60		B	
C. Arenito ecamada silito em camadas iguais		50		C	
D. Silito ou xisto (folhelho) silitoso com camadas de arenito		40		D	
E. Silito fraco ou xisto (folhelho) argiloso com camadas de arenito		30		E	
C, D, E e G - podem ser mais ou menos dobradas do que a ilustração, mas isto não muda a resistência. Deformação tectônica, falhamento perda de continuidade movem estas categorias para F e H.		20		F	
F. Deformado tectonicamente, intensamente dobrado/falhado, xisto (folhelho) argiloso ou silito cisalhados com camadas de arenitos quebradas e deformadas formando uma estrutura quase caótica		10		H	
G. Xisto (folhelho) silitoso ou argiloso não perturbado com ou sem algumas camadas de arenitos muito finas.				G	
H. Xisto (folhelho) silitoso ou argiloso deformado tectonicamente, formando uma estrutura caótica com bolsas de argila. Camadas finas de arenito são transformadas em pequenos pedaços de rochas.					

→ Significa deformação devido à perturbação tectônica

Fonte: Adaptado de Mariano e Hoek (2000, [s. p.]).

A partir do valor de GSI, é possível estabelecer valores de resistência à compressão e tração do maciço usando as formulações proposta por Hoek, Carranza-Torres e Corkum (2002):

$$C_{om} = C_0 S^a \quad (4)$$

$$T_{om} \cong -\frac{SC_0}{m} \quad (5)$$

Onde:

$$a = 0,5 + \frac{1}{6} (e^{-GSI/15} - e^{-20/3}) \quad (6)$$

$$\frac{m}{m_i} = \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right) \quad (7)$$

$$S = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad (8)$$

Sendo:

C_{0m} – Resistência à compressão simples do maciço;

C_0 – Resistência à compressão simples da rocha intacta;

T_{0m} – Resistência à tração do maciço;

S – Parâmetro que depende da qualidade do maciço;

a – Parâmetro que depende da qualidade do maciço;

m – Parâmetro que depende da qualidade do maciço;

m_i – Parâmetro da rocha intacta (definido conforme Tabela 6);

D – Fator de perturbação (Tabela 7).

Tabela 6 - Aproximação do parâmetro m_i .

Tipo de Rocha	Classe	Grupo	Textura			
			Grosseira	Media	Fina	Muito Fina
SEDIMENTAR	Clastica		Conglomerado (*)	Arenito 17±4	Siltito 7±2	Argilito 4±2
			Brechia (*)		Grauvaque 18±3	Folhelos 6±2
						Marga 7±2
	Nao Clastica	Carbonatado	Calacero Cristalina 12±3		Calcario Grosseiro 9±2	Dolomitas 9±3
		Quimico		Gesso 8±2	Anidrite 12±2	
		Organico				Giz 7±2
METAMORFICAS	Nao Foliada		Marmore 9±3	Corneana 19±4	Quartzito 20±3	
	Levemente Foliada		Migmatito 29±3	Anfibolite 26±6	Gnaisse 28±5	
	Foliada(**)			Xisto 12±3	Filite 7±3	Ardosia 7±4
Ignea	Plutonica	Clara	Granito 32±3	Diorito 25±5		
			Granodiorito 29±3			
		Escuras	Gabro 27±3	Dolorito 16±5		
			Norito 20±5			
	Hipobisales		Porfiros 20±5		Diabasio 15±5	Peridotito 25±5
	Vulcanica	Lava	Riolita 25±5		Dacito 25±3	
			Andesito 25±5		Basalto 25±5	
		Prodastica Extrusiva	Aglomerado 19±3	Brechia 19±5	Tufo 13±5	

Fonte: Adaptado de Mariano e Hoek (2000, [s. p.]).

(*) Os conglomerados e brechas sedimentares podem apresentar uma ampla faixa de valores m_i dependendo da natureza do cimentante e do grau de cimentação. Esses valores podem variar desde valores similares aos de um arenito até valores próprios de sedimentos de grau fino (mesmo abaixo de 10).

(**) No caso das rochas foliadas, os valores de m_i se referem à direção normal dos planos de foliação. Na direção paralela à foliação os valores de m_i podem ser amplamente diferentes (a falha pode ocorrer segundo o plano de foliação).

O parâmetro D (Tabela 7) é definido de acordo com o método de escavação utilizado. Métodos que causam maiores níveis de perturbação, como explosões a nível industrial, possuem valores de D mais elevados, enquanto que métodos como explosões controladas ou tuneladoras (TBM), os quais causam menor perturbação do maciço, possuem valores de D próximos a zero (MARINOS; HOEK, 2000).

Tabela 7 - Valores do parâmetro D.

Aparência do maciço rochoso	Descrição do maciço rochoso	Valor sugerido de D
	Detonação de excelente qualidade ou escavação executada por tuneladoras resultando em mínima perturbação no maciço ao redor da escavação	$D = 0$
	Escavação mecânica ou manual em maciços rochosos de qualidade pobre resulta em perturbações mínimas ao redor do tunel. Quando problemas de esmagamento resultarem em elevação da base do tunel, perturbação pode ser elevada, a não ser que seja instalado invert (revestimento estrutural na base do tunel).	$D = 0$ $D = 0.5$ Sem invert
	Detonação de baixa qualidade em rochas duras resultam em danos locais severos que podem atingir 2 ou 3 metros ao redor da escavação.	$D = 0.8$
	Detonação em pequena escala em taludes resultam em danos modestos ao maciço, especialmente em casos de detonação controlada, como mostra o lado esquerdo do talude da imagem. Porém o alívio de tensões resulta em perturbações	$D = 0.7$ Detonação de boa qualidade $D = 1.0$ Detonação de má qualidade
	Grandes minas a céu aberto, taludes sofrem perturbações significantes devido a grandes explosões e ao alívio de tensões da remoção de sobrecarga. Algumas escavações em rochas brandas podem ser realizadas por escarificação, desta forma o dano sobre o talude é menor.	$D = 1.0$ Detonação industrial $D = 0.7$ Escavação mecânica

Fonte: adaptado de Hoek, Carranza-torres e Corkum (2002, p. 272).

As equações propostas para a estimativa dos parâmetros de ruptura do maciço são definidas para maciços sem a presença de água. Caso exista subpressão é necessário fazer o cálculo considerando tensões efetivas (LEITE, CORTHÉSY, 2016).

2.4 INSTABILIDADES EM MACIÇOS ROCHOSOS

Devido ao seu impacto econômico, a estabilidade de taludes é um importante campo da engenharia, principalmente em obras de engenharia civil, onde os custos de uma falha podem ser elevados e envolvem vidas humanas, tornando assim as falhas inadmissíveis. Um dos objetivos da análise da estabilidade de taludes é a determinação de um fator de segurança, o qual pode ser calculado de forma intuitiva pela razão entre esforços resistentes e esforços solicitantes (PARISEAU, 2017).

Os taludes tendem a se mover e eventualmente romper naturalmente, e esses movimentos podem variar em sua origem, magnitude e profundidade. Esse fenômeno ocorre quando a resistência do maciço rochoso é excedida pela tensão à qual este está submetido. Os movimentos rasos são normalmente causados por forças próximas à superfície, precipitações e variações de temperatura, enquanto que movimentos profundos, de grande quantidade de massa, indicam a presença de tensões profundas mais elevadas que a resistência da rocha (BLYTH; FREITAS, 1984).

De acordo Hoek e Bray (1981), as descontinuidades presentes no maciço tem grande influência sobre sua estabilidade. Quando as descontinuidades são verticais ou horizontais, o maciço romperá provavelmente por fratura da rocha intacta. Porém quando há descontinuidades mergulhando em direção à face do talude em ângulos entre 30° e 70° pode haver planos preferenciais para o desprendimento de blocos.

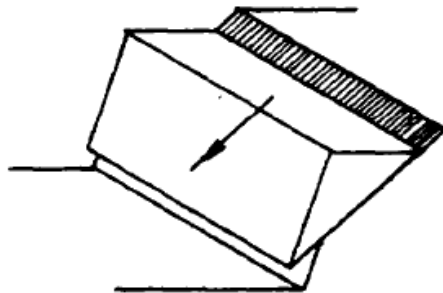
Os principais tipos de instabilidades encontrados em taludes rochosos são deslizamentos, tombamentos e quedas.

2.4.1 Deslizamentos

Existem dois principais tipos de deslizamento de blocos de rocha: deslizamentos planares e em cunha. Os deslizamentos planares ocorrem quando uma descontinuidade atravessa parte do maciço, como mostra a Figura 7, o talude pode se tornar instável caso o as forças desfavoráveis sejam maiores que o atrito

entre as faces da superfície de ruptura. Não é um tipo de instabilidade que acontece com frequência (HOEK; BRAY, 1981).

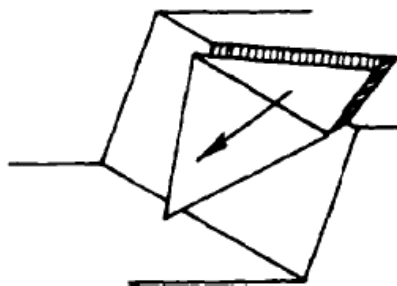
Figura 7 - Deslizamento planar.



Fonte: Hoek e Bray (1981, p. 32).

Rupturas em cunha, como representada na Figura 8, ocorrem quando duas descontinuidades oblíquas se interceptam. A linha formada pela intersecção das duas descontinuidades dá a inclinação e direção do plano de falha, a qual quando comparada com o atrito da superfície define a estabilidade do talude rochoso (WYLLIE; MAH, 2005).

Figura 8 - Deslizamento em cunha.



Fonte: Hoek e Bray (1981, p. 32).

Para determinar a estabilidade de taludes rochosos sujeitos a deslizamentos deve-se levar em conta forças estabilizadoras, como o atrito entre as faces da superfície potencial de deslizamento, e forças desestabilizadoras, como o peso do bloco, possíveis sobrecargas e em alguns casos, quando a descontinuidade possui água, subpressão, a qual reduz o atrito entre as superfícies (PARISEAU, 2017).

2.4.2 Tombamentos

O tombamento ocorre normalmente em blocos de grande altura em relação à sua base, geometria que facilita a rotação do bloco. Esse tipo de falha pode ocorrer simultaneamente com o deslizamento do bloco, dependendo da geometria do mesmo e inclinação do plano (HOEK; BRAY, 1981).

O tombamento pode ser definido como a rotação de colunas ou blocos de rocha de um maciço rochoso ao redor de um ponto. Os tombamentos podem ocorrer de duas formas, com ou sem flexão (LEITE; CORTHÉSY, 2016).

De acordo com Willye e Mah (2005), o tombamento sem flexão, representado na Figura 9, ocorre em rochas duras onde colunas individuais são formadas por uma família de descontinuidades que mergulha em direção à face do maciço, e uma segunda família, ortogonal a primeira, a qual vai definir a altura da coluna.

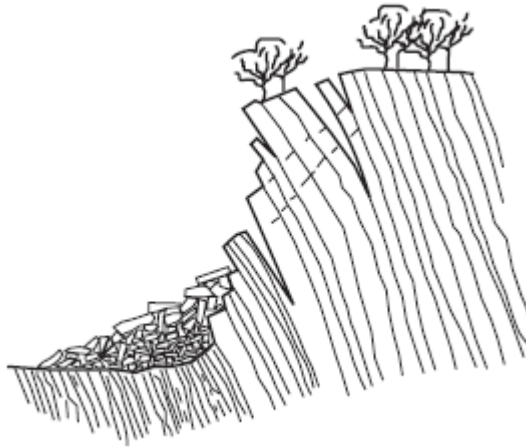
Figura 9 - Tombamento (sem flexão).



Fonte: Wyllie e Mah (2005, p. 201).

O tombamento com flexão (Figura 10) se dá quando há descontinuidades bem desenvolvidas formando colunas de rocha no maciço, as quais sofrem esforços de flexão ao penderem em direção à face do maciço (HOEK; BRAY, 1981).

Figura 10 - Tombamento com flexão.



Fonte: Wyllie e Mah (2005, p. 201).

Problemas que envolvem diversos blocos ou colunas são complicados de serem resolvidos quando comparados aos problemas com apenas um bloco, muitas vezes sendo necessária uma modelização numérica do problema (LEITE; CORTHÉSY, 2016).

2.4.3 Quedas

As quedas (Figura 11) são caracterizadas por serem rupturas superficiais e são causadas pelo aumento de fissuras existentes e pela perda de suporte na base de blocos do maciço rochosos (LEITE, CORTHÉSY; 2016.).

Figura 11 - Queda de bloco de rocha.



Fonte: Giani (1992, p. 11)

A queda de blocos pode ser definida como blocos de rocha que se desprendem do maciço e caem em queda livre em movimentos que podem ser de salto, rolamento ou deslizamento. As variáveis que influenciam na escolha das medidas de segurança para o caso de risco de queda de blocos são: a distância a ser percorrida, o peso do bloco, a velocidade e a energia do bloco durante a queda (GIANI, 1992).

2.4.4 Análise Cinemática – Teste de Markland

A análise cinemática é um método para indicar se o talude tem potencial de ruptura. É importante ressaltar que este método não leva em consideração esforços externos como cargas de fundações, poropressão ou reforços no talude (KLICHE, 2018).

Para a aplicação do método é necessário fazer a representação das famílias de descontinuidades, face do talude e ângulo de atrito em uma rede estereográfica com projeção equatorial de rede de igual área (projeção de Lambert-Schmidt). Desta forma é possível prever o tipo de ruptura mais provável, conforme mostra a Figura 12 (KLICHE, 2018).

Para que rupturas planares ocorram, além da inclinação da descontinuidade ser maior que o ângulo de atrito, é preciso que o ângulo de inclinação da descontinuidade seja menor que o ângulo da face do talude, e a diferença entre o ângulo da orientação da descontinuidade e o ângulo de orientação da face do talude seja menor que 20° , de forma que a face do talude e a descontinuidade sejam aproximadamente paralelas (HOEK; BRAY, 1981). Caso o ângulo seja maior que 20° a descontinuidade desaparece no interior do talude (KLICHE, 2018).

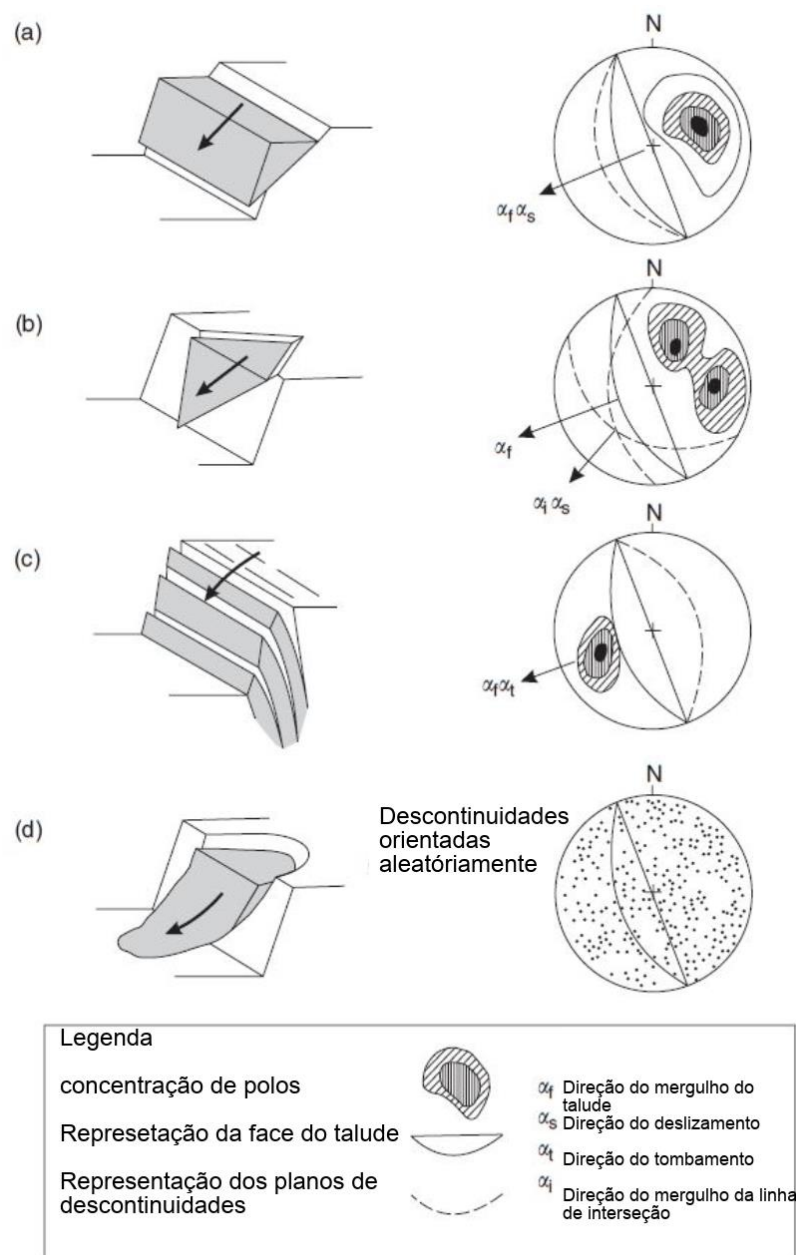
As rupturas em cunha se dão quando existem dois planos de descontinuidades com direções divergentes que se interceptam e a linha de interseção tem um ângulo de inclinação maior que o ângulo de atrito das descontinuidades e menor que o ângulo de inclinação da face do talude (WYLLIE; MAH, 2005).

No caso de ruptura por tombamento o mergulho das descontinuidades deve ser aproximadamente paralelo à face do talude, com uma diferença de no máximo 10° , formando assim uma série de lâminas paralelas à face do talude. O ângulo de

mergulho das discontinuidades deve ser íngreme o suficiente para permitir que este tipo de movimento possa ocorrer (HOEK; BRAY, 1981).

Rupturas circulares podem ocorrer em maciços muito fragmentados, pois estes se comportam como um meio contínuo, sendo assim os métodos de análise que governam este tipo de ruptura são os mesmos que os usados para o cálculo de estabilidade de taludes em solo (WYLLIE; MAH, 2005).

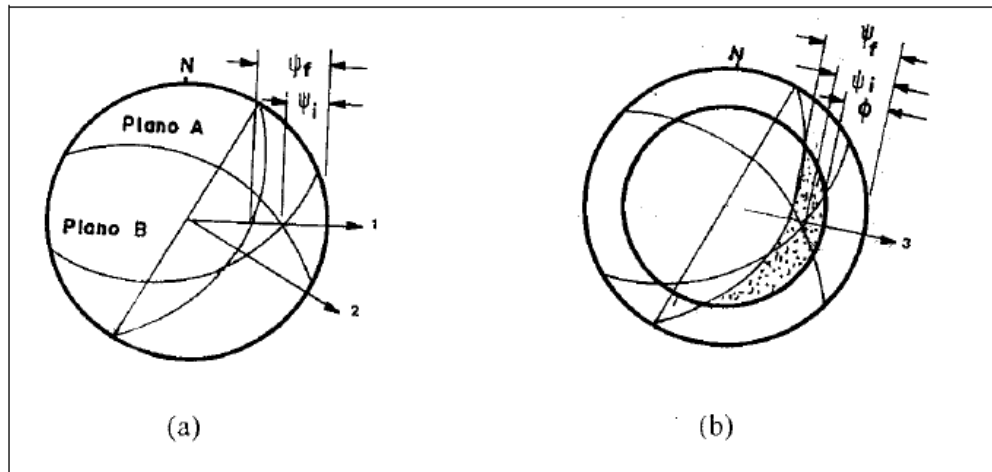
Figura 12 - Tipos de ruptura e representação estereográfica. (a) Ruptura planar, (b) ruptura em cunha, (c) ruptura por tombamento, (d) ruptura circular.



Fonte: adaptado de Wyllie e Mah (2005, p. 36).

O teste de Markland (1972) foi desenvolvido para determinar a possibilidade de ruptura em cunha ou planares, e pode ser usado para a determinação do potencial de rupturas no talude (KLICHE, 2018). A Figura 13 exemplifica o teste de Markland.

Figura 13 - Teste de Markland para análise cinemática.



Fonte: Fernandes (2000, p. 47)

Como citado previamente, para que ocorra o movimento de deslizamento em cunha, o ângulo da linha de intersecção das descontinuidades (ψ_i) deve ser menor que o ângulo da face do talude (ψ_f) e maior que o ângulo de atrito das faces da descontinuidade (ϕ), ou seja, a intersecção das descontinuidades deve se encontrar na área sombreada do estereograma (Figura 13). Tal condição é representada na relação (9):

$$\phi < \psi_i < \psi_f \quad (9)$$

Para que rupturas planares ocorram, além das condições para rupturas em cunha, deve ser verificada no estereograma se a diferença entre o ângulo de orientação da descontinuidade e o ângulo de orientação da face do talude é menor que 20° . Para tal, a orientação do semicírculo que representa a descontinuidade deve possuir menos de 20° em relação à orientação do semicírculo que representa a face do talude (HOEK; BRAY, 1981).

De forma geral este método pode ser validado conforme as observações feitas em campo.

É importante ressaltar que o Teste de Markland é conservador, visto que o mesmo faz as seguintes considerações:

- As descontinuidades atravessam o maciço, caso que não acontece necessariamente em campo. Apenas poucos pontos do maciço onde a descontinuidade não persiste podem ser suficientes para tornar o ponto estável;
- O método desconsidera a coesão, desta forma a situação representada no estereograma pode ser mais crítica que a situação em campo (KLICHE, 2018).

3 CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA ESTUDADA

3.1 CARACTERIZAÇÃO GEOGRÁFICA

A área onde será realizado o estudo se encontra entre o Km 0 e 1 da rodovia João Batista Sérgio Murad que dá acesso ao município de Penha – SC. O local, indicado na Figura 14 e Figura 15, é composto por dois taludes rochosos adjacentes à rodovia (Figura 16).

Figura 14 - Localização geográfica do talude estudado.



Fonte: Google Earth (2018).

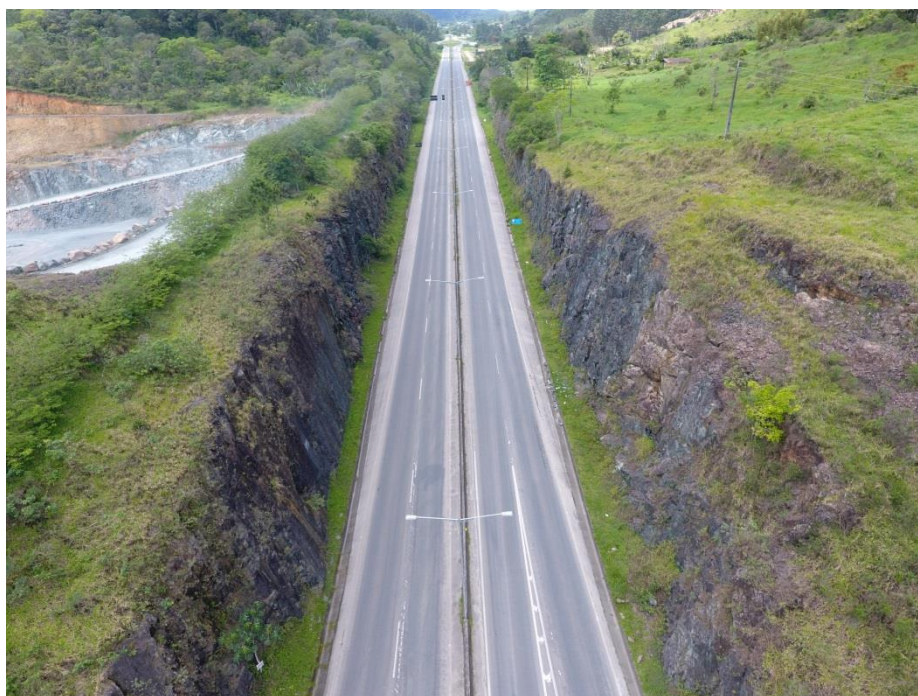
Figura 15 - Localização geográfica do talude estudado.



Fonte: Google Earth (2018).

A elevação da área é de 52 m acima do nível do mar e as coordenadas aproximadas do ponto são $26^{\circ}48'26''\text{S}$ de latitude e $48^{\circ}40'35''\text{W}$ de longitude. O talude analisado possui uma extensão aproximada de 450 m, uma altura que varia de 10 a 20 m e inclinação entre 70° e 80° . Na parte posterior do talude está localizada a pedreira Vale do Itajaí (Figura 16).

Figura 16 - Taludes estudados.



Fonte: Autora (2018).

Como já comentado neste trabalho, taludes adjacentes a rodovias podem apresentar riscos a vida humana, por isso é necessário assegurar a estabilidade e segurança do mesmo. Como observado em campo, existem bloco de rochas, com tamanhos que variam entre 0,1 a 2 m de aresta, desprendidos que se depositaram no pé do talude e acostamento, o que sugere uma possível necessidade de estabilização.

A distância da base do talude ao início do acostamento varia entre 2,3 m e 4,5m. O acostamento mede 2,4 m, porém em pontos visivelmente críticos localizados no início da rodovia este possui 1,7 m.

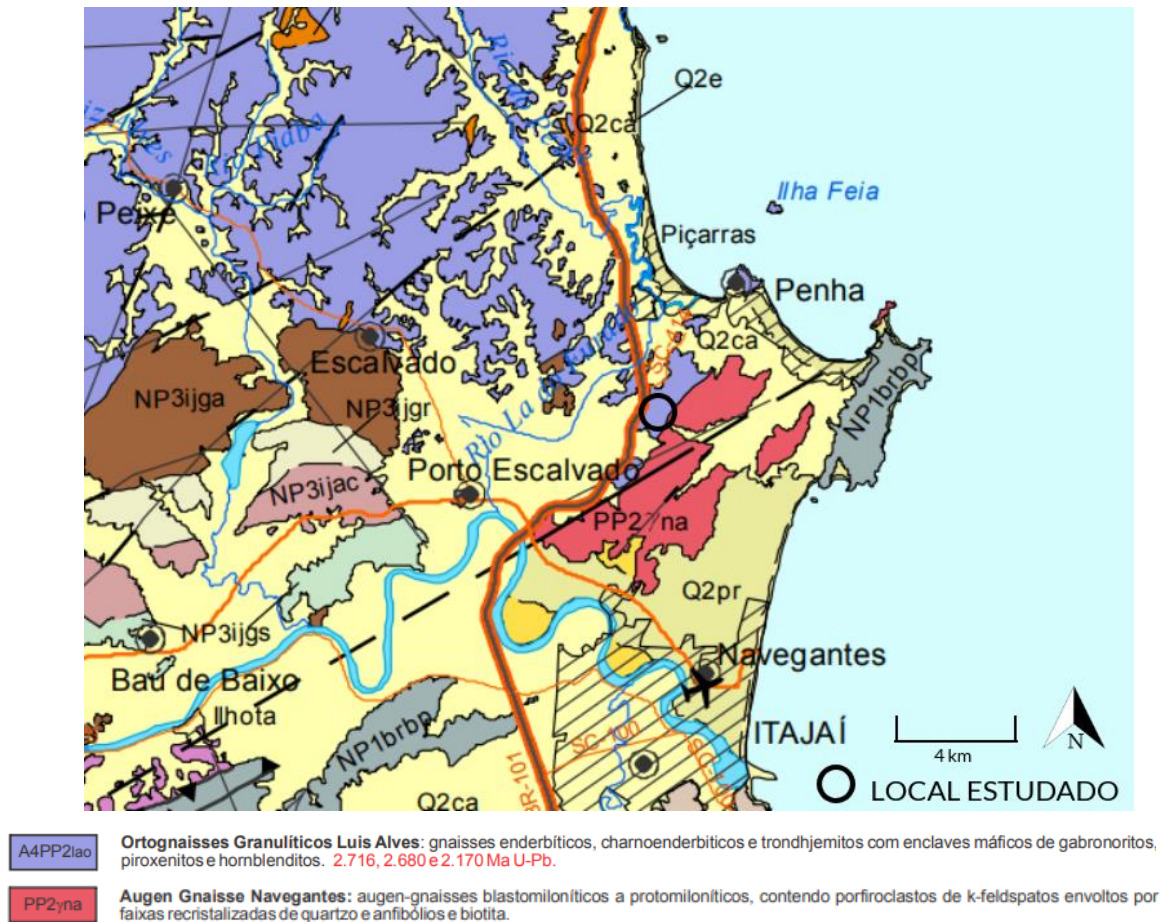
A base do talude apresenta vegetação de até 0,6 m de altura, fator que ajuda no amortecimento dos blocos de rocha desprendidos.

3.2 CARACTERIZAÇÃO GEOLÓGICA E GEOTÉCNICA

Geologicamente o local estudado está localizado em uma região descrita como Complexo Granulítico de Santa Catarina, como mostra a Figura 17. Segundo Scheibe (1986) apud Hartmann (1988), o complexo Granulítico de Santa Catarina é composto por rochas metamórficas de alto grau de metamorfismo.

Entre os tipos litológicos predominantes na região encontram-se gnaisses quartzo-feldspáticos com teor relativamente baixo em minerais máficos. A estrutura é foliada e a textura granulítica, e as cores predominantes são cinza-esverdeada, típica dos granulitos, passando a preto e cinza claro. Também é comum encontrar na região milonito gnaissesgranulíticos, gnaisses blastomiloníticos; corpos ultramáficos lenticulares, gnaisses calciossilicatados; Kinzigitos e anortositos; quartzitos; e formações ferríferas (SCHEIBE, 1986).

Figura 17 - Mapa geológico da região de Penha – SC.



Fonte: adaptado de CPRM (2014).

O local onde se encontra o talude, de acordo com o mapa geológico da CPRM (2014), é composto por gnaisses enderbíticos, charnoenderbiticos e trondhjemitos com enclaves máficos de gabronoritos, piroxenitos e hornblenditos e muito próximo a uma região de augen-gnaisses blastomiloníticos a protomiloníticos, contendo porfiroclastos de k-feldspatos envolvidos por faixas recristalizadas de quartzo e anfibólios e biotita.

Os ortognaisses granulíticos Luis Alves são rochas de alto grau metamórfico formadas no Éon Arqueano e Era Neoarqueana, datando 2500 a 2800 milhões de anos (CPRM, 2014).

O bandeamento do gnaiss possui inclinação de 68° e orientação de 230° , (direção NE-SW), conforme medido em campo. Em alguns pontos do maciço havia a presença de pequenas quantidades de água, portanto, para as análises feitas neste trabalho, o maciço foi considerado como úmido.

4 METODOLOGIA

A metodologia do trabalho foi dividida em 4 etapas: pesquisa, investigação de campo, ensaio em laboratório e análise de resultados.

4.1 MAPEAMENTO E LEVANTAMENTO FOTOGRÁFICO

Os estudos realizados nos taludes rochosos visam quantificar o estado de alteração, grau de faturamento, e as condições das descontinuidades do maciço. Os dados obtidos por meio da investigação em campo possibilitam a realização da análise de estabilidade do talude e soluções de estabilização adequadas.

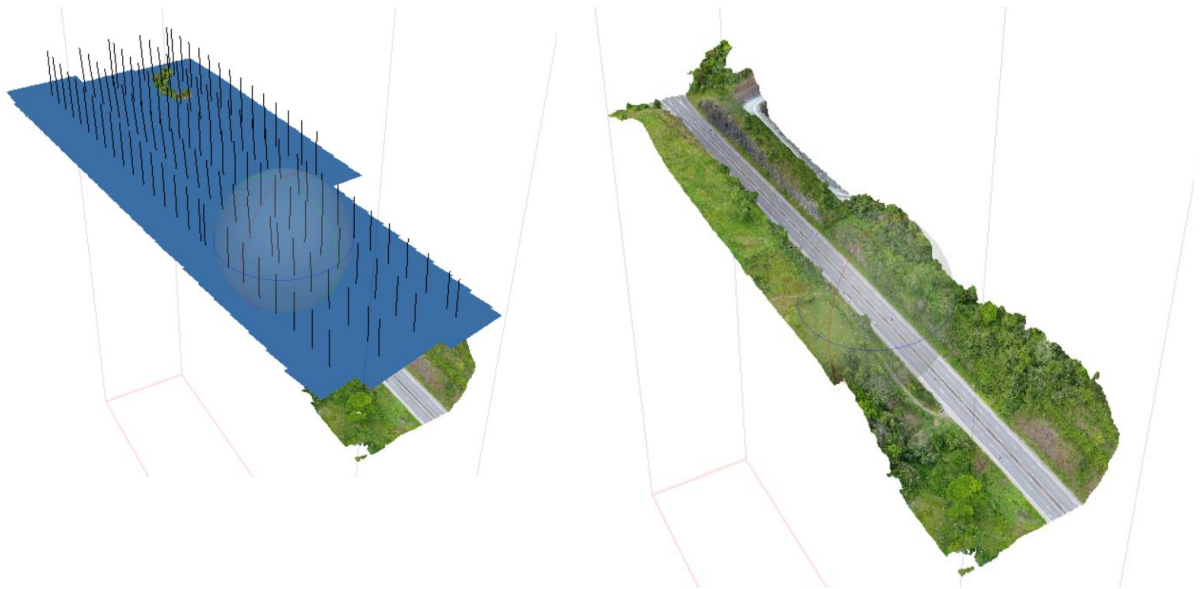
Para a realização do mapeamento, foram selecionados pontos ao longo dos taludes, sempre que as características do maciço mudavam, um novo ponto era denominado, obtendo-se assim regiões do talude que tendem a ter o mesmo comportamento. Os parâmetros usados para descrever as descontinuidades que compõem cada seção foram: orientação, espaçamento, persistência, rugosidade das paredes, abertura, preenchimento, fluxo de água, número de famílias e tamanho de blocos.

O levantamento das descontinuidades foi realizado com o auxílio de uma bússola com clinômetro e uma trena, podendo assim obter-se a direção e espaçamento das descontinuidades. Também foi executado o mapeamento por fotogrametria sem ponto de controle, sendo assim possível extrair as curvas de nível do talude.

Para obtenção da planialtimetria da área de estudo um levantamento aerofotogramétrico foi realizado por meio de um VANT DJI Phantom 4 (drone), realizando a captura de imagens com taxa de superposição longitudinal e lateral igual a 75%, mantendo linha de voo fixa a 80 m. Parâmetros estes, definidos após planejamento prévio, realizado com o apoio da aplicação para sistemas Android

Drone Deploy. O processamento dos dados se deu com aplicação de um software de processamento digital de imagens.

Figura 18 – Processamento do levantamento planialtimétrico.



Fonte: Autora (2018).

O objetivo desta etapa é a geração dos produtos fotogramétricos, através das imagens adquiridas em campo (Figura 18). Os produtos fotogramétricos extraídos são: o modelo tridimensional da superfície, o modelo digital de elevação, o mosaico de ortoimagens e o mapa com as curvas de nível. O ortomosaico possui 2,93 cm/p e o modelo digital 11,7 cm/p, com uma densidade de 72,57 pontos/m².

Por fim, para a caracterização de resistência da rocha foram coletados blocos de rochas de diferentes regiões do maciço para a realização de Point Load Test, sendo assim possível a realização da classificação das seções do maciço.

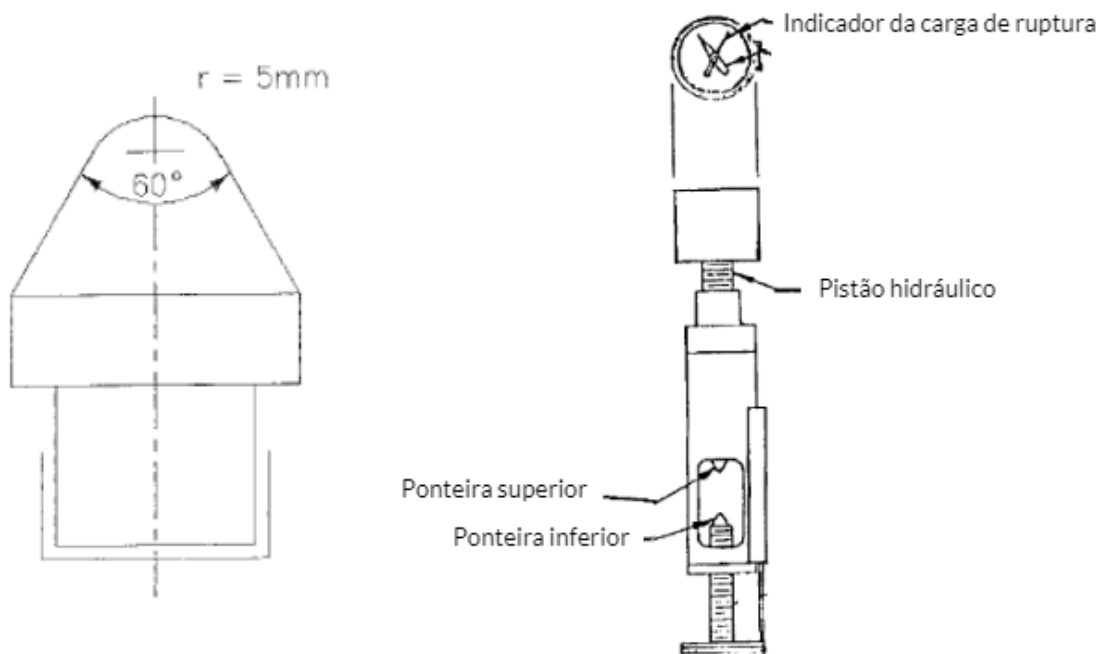
4.2 POINT LOAD TEST – PLT

O ensaio de carga puntiforme ou Point Load Test (PLT) é descrito pela norma Americana ASTM D5731. O objetivo do ensaio é a caracterização e classificação da rocha ensaiada por meio do índice (Is) obtido no ensaio. É recomendável a aplicação do PLT para rochas duras, as quais possuem resistência a compressão maiores que 15 MPa.

Como ensaios de compressão simples são ensaios de custo normalmente mais elevados que o PLT e requer tratamento dos corpos de prova, ensaios de campo como o PLT podem ser usados como uma maneira alternativa, mais rápida e barata, de estimar a resistência à compressão do material ensaiado. Porém não é recomendável usar este ensaio para o projeto de obras no maciço, somente para a classificação do mesmo.

O ensaio deve ser realizado usando duas pontas esferocônicas, como mostra a Figura 19 e Figura 20, adaptadas a uma prensa hidráulica sob a qual o corpo de prova irá se romper. Os corpos de prova usados para o ensaio podem ser testemunhos de sondagens ou fragmentos soltos de rocha. Não é necessária a preparação do corpo de prova.

Figura 19 – Sistema de carregamento do ensaio PLT.



Fonte: adaptado de ASTM D5731 (1995, p. 2).

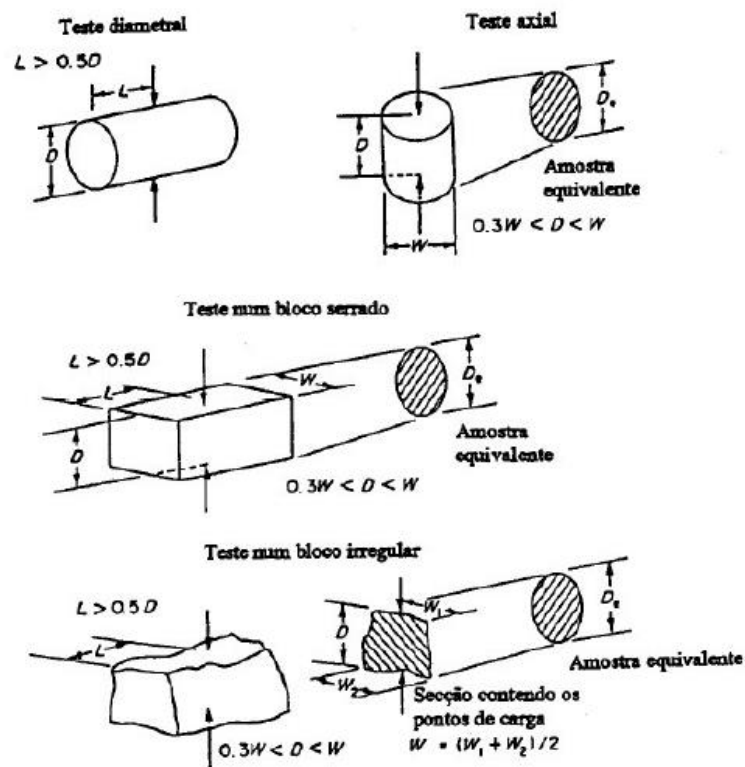
Figura 20 – Equipamento para a execução do ensaio PLT.



Fonte: Gobbi (2011, p. 86).

Para corpos de prova irregulares a carga deve ser aplicada a uma distancia mínima de $0.5D$ da extremidade, na qual $0.3W < D < W$, onde $W = (W_1 + W_2)/2$, conforme representado na Figura 21.

Figura 21 - Dimensões do corpo de prova.



Fonte: adaptado de ASTM D5731 (1995, p. 3).

Os corpos de prova não devem possuir irregularidades abruptas que podem gerar concentração de tensões. Os tamanhos mínimo e máximo do corpo de prova deve ser de 30mm e 85mm, respectivamente. O tamanho recomendável é de 50mm.

4.3 PROCESSAMENTO DE DADOS

Posteriormente ao seccionamento do maciço e a coleta de todas as informações, foi realizada a classificação do mesmo pelos métodos Q de Barton, RMR (Rock Mass Rating) e GSI (Geological Strength Index). Para a classificação RMR foram utilizados os resultados do ensaio PLT, conforme mostra a tabela de classificação do método.

Após a realização da classificação foram gerados os estereogramas representando as famílias de descontinuidades, face do talude e ângulo de atrito das descontinuidades, para tal foi usado o software DIPS 5.0. A partir dos estereogramas foi feita a análise cinemática de cada ponto para a verificação da estabilidade. Posteriormente foi realizada a análise da trajetória de quedas de blocos do talude rochosos em estudo usando o software Rockfall 6.1, desenvolvido por Dr. Spang et al. (2001).

4.3.1 SOFTWARE ROCKFALL

O programa Rockfall 6.1 tem como objetivo mostrar a trajetória que os blocos de rocha desprendidos do maciço podem assumir estatisticamente. Os parâmetros de entrada necessários para esta análise dizem respeito à geometria do talude estudado, qualidade da superfície de inclinação, características do bloco de rocha, existência de barreiras, possíveis variações dos parâmetros e parâmetros de direção. Cada uma das categorias requer os dados de entrada a seguir.

Geometria do talude estudado

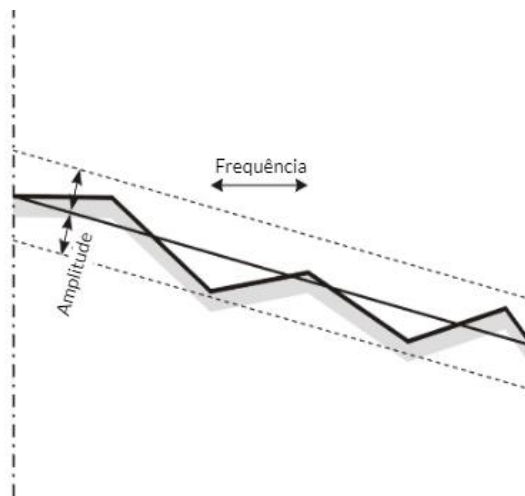
A geometria das seções transversal do talude é inserida por meio de coordenadas cartesianas.

Qualidades da superfície da inclinação

Para calcular a interação entre o bloco de rocha e a superfície do declive (face do talude), as seguintes qualidades da devem ser definidas para cada seção:

- **Ângulo de atrito dinâmico, R_g em graus:** governa a fricção entre o bloco de rocha e a superfície em caso de deslizamento. Faixa de valores de entrada aceitos: 0° a 89° .
- **Ângulo de atrito estático, R_h em graus:** Governa a fricção entre o bloco de rocha e a superfície no caso de um contato estático. Faixa de valores de entrada aceitos: 0° a 89° . O ângulo de atrito estático deve ser maior ou pelo menos igual ao ângulo de atrito dinâmico.
- **Amortecimento normal, D_n :** Regula o amortecimento do componente de velocidade normal à superfície do declive durante a colisão. Faixa de valores de entrada aceitos: 0 (impacto totalmente plástico) a 1 (impacto totalmente elástico).
- **Amortecimento tangencial, D_t :** Regula o amortecimento do componente de velocidade paralelo à superfície do declive durante a colisão. Faixa de valores de entrada aceitos: 0 (impacto totalmente plástico) a 1 (impacto totalmente elástico).
- **Resistência ao rolamento, R_w :** Regula a perda de energia do bloco de rocha ao longo da superfície de rolamento. Faixa de valores de entrada aceitos: 0 (sem resistência ao rolamento) a 0.35 (resistência extrema ao rolamento).
- **Amplitude da rugosidade superficial, A_o :** Define a distância vertical dos picos de aspereza abaixo e acima da linha de conexão das bordas, como mostra a Figura 22. Faixa de valores de entrada aceitos: 0 - 5 m. Com um valor de zero para a amplitude, o cálculo não considerará a rugosidade.
- **Frequência de rugosidade superficial, D_e :** Define a distância horizontal entre os picos das asperezas. Faixa de valores de entrada aceitos: 0 - 20 m.

Figura 22 - Frequência e amplitude.



Fonte: Adaptado de Rockfall 6.1 (2001)

Características do bloco e barreiras

É possível inserir no programa a geometria, tamanho e a densidade em t/m^3 do bloco de rocha desprendido do maciço. Nos casos em que seja necessário a inserção de uma barreira para conter os blocos de rocha é possível especificar sua posição, altura e inclinação.

Variação de parâmetro

- Variação de parâmetro V, em %: essa porcentagem define os limites em que o valor médio fornecido do parâmetro correspondente é variado.

Parâmetros de início

- Tipo de movimento inicial, ou seja, queda livre, deslizamento, rolamento;
- Coordenadas do ponto onde se inicia o movimento;
- Número de pedras a serem roladas na simulação.

Parâmetros de direção

- Delta T: intervalo de tempo em segundos; intervalo de tempo definido pelo usuário que determina a precisão do cálculo do caminho. O valor para o intervalo de tempo não pode exceder 0,05 segundos.

- V_n : velocidade mínima normal em m/ s;
- V_t : velocidade mínima tangencial em m/ s;
- Intervalo da envoltória, em metros: a distribuição da energia cinética e a altura do salto ao longo do perfil são representadas por envoltórias.

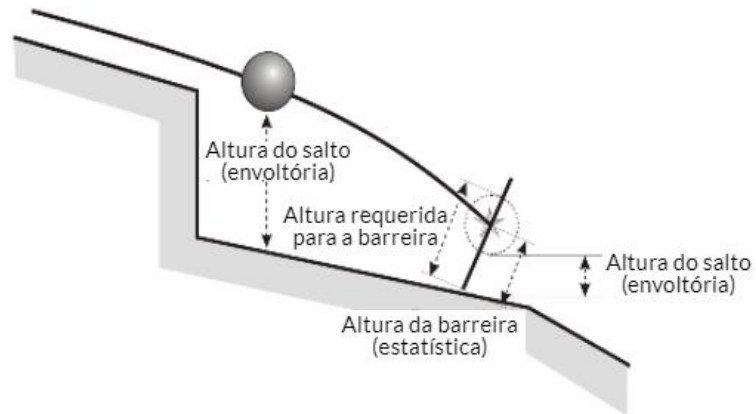
O software pode processar casos de mais de um bloco de rocha na mesma simulação e como dados de saída este retorna:

- Listagem de dados do caminho de queda, ou seja, coordenadas dependentes do tempo e tipo de movimento;
- Apresentação gráfica da geometria da encosta e trajetória de queda de rochas;
- Distribuição de energia e altura de salto ao longo do perfil da inclinação.

Em caso de impacto em uma barreira de queda de rochas (Figura 23), como saída o software retorna:

- Altura necessária em metros: altura necessária da barreira de queda de rochas, definida como a distância paralela ao eixo da estrutura.
- Massa de rocha em kg.
- Velocidade, em m/s, de translação da rocha no momento do impacto;
- Velocidades translacionais tangenciais e normais em relação ao eixo da barreira;
- Energia cinética de translação, em kNm;
- Momento linear da rocha no momento do impacto, em tm/s;
- Momento linear tangencial e normal em relação ao eixo da barreira;
- Ω : em 1/seg. Velocidade angular ($2\pi/T$) (+) no sentido horário (-) no sentido anti-horário.
- $M_{ang.}$: em tm^2/s ; momento angular no momento do impacto;
- E_{rot} em kNm: energia cinética rotacional no momento do impacto;
- E_{tot} em kNm: energia cinética total no momento do impacto;
- Diagrama mostrando o número de rochas passando por um ponto específico do perfil de declive.

Figura 23 – Envoltória – impacto em barreira.



Fonte: Adaptado de Rockfall 6.1 (2001)

A confiabilidade dos resultados obtidos depende dos parâmetros de entrada inseridos no software (Rockfall, 2001).

5 RESULTADOS

Para a análise de resultados foram selecionados 20 pontos do maciço com características distintas, para se ter uma boa representatividade do talude.

Os pontos seguiram conforme o esquema do apêndice A.

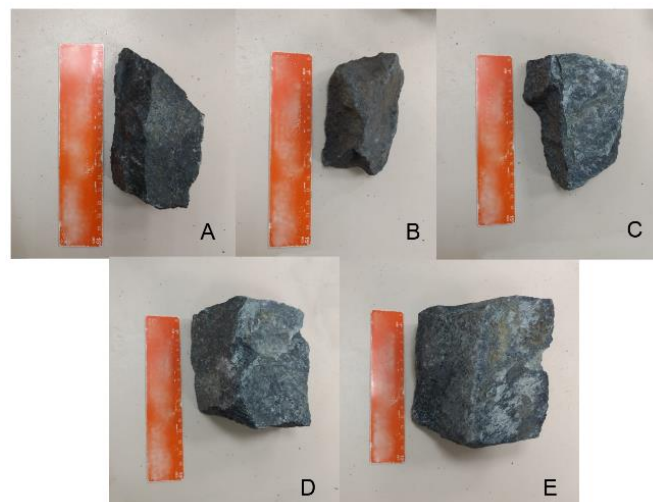
Cada ponto teve suas principais famílias de descontinuidades mapeadas para a geração dos resultados a seguir.

5.1 POINT LOAD TEST – PLT

Para a realização do ensaio PLT foram coletados blocos de rocha soltos ou que já se desprenderam do talude. Os corpos de prova utilizados no ensaio possuíam formato irregular, conforme coletados em campo. O ensaio foi realizado pela Universidade Federal do Rio Grande do Sul - UFRGS.

Foram ensaiados 5 corpos de prova com tamanhos variados, como mostra a Figura 24. Os corpos de prova foram coletados próximo aos pontos 15 e 16.

Figura 24 - Corpos de prova ao lado de régua de 15cm. (A) corpo de prova 1, (B) corpo de prova 2, (C) corpo de prova 3, (D) corpo de prova 4 e (E) corpo de prova 5.



Fonte: Autora (2018).

Os ensaios PLT atingiram a capacidade do equipamento, e por isso não foi possível estabelecer a resistência máxima ao carregamento pontual. De qualquer forma, as cargas medidas apontam para índices similares ao de rochas basálticas de excelente qualidade (como os basaltos da Serra Geral, no RS, estudados por Gobbi, 2011). Assim, adotou-se Índice de carga pontual (PLT)>10.

5.2 MAPEAMENTO

Para a realização do mapeamento do talude foram selecionados pontos no maciço, de forma que cada vez que as características das descontinuidades mudam, tem-se um novo ponto. Assim, foram analisados 20 pontos nos taludes e coletadas suas características.

Ao longo dos taludes foram identificadas 16 principais famílias de descontinuidades, conforme a Tabela 8.

Tabela 8 - Principais famílias de descontinuidades.

Famílias	Orientação (strike)	Mergulho
F1	20°	90°
F2	290°	60°
F3	75°	30°
F4	145°	8°
F5	255°	57°
F6	20°	59°
F7	300°	55°
F8	115°	70°
F9	205°	82°
F10	0°	65°
F11	350°	27°
F12	65°	45°
F13	125°	77°
F14	30°	180°
F15	340°	85°
F16	345°	42°
F17	270°	27°

Fonte: Autora (2018).

Nos pontos analisados foi possível encontrar diferentes combinações entre as famílias presentes no maciço, com espaçamentos variados e variações no preenchimento. A Tabela 9 mostra as características de cada ponto.

Tabela 9 - Famílias de descontinuidade presentes em cada ponto analisado.

Ponto	Família	Espaçamento (m)	Tamanho dos blocos (m)	Observações
FACE JUNTO A PINTA SENTIDO PENHA				
1	F1	0,3 - 1	-	Descontinuidades fechadas ou material fragmentado
	F2	0,3 - 1		
2	F1	0,3 - 1	-	Juntas bem fechadas
	F2	0,3 - 2		
	F3	0,3 - 0,45		
3	F15	1,2	0,5 - 1,50	Juntas bem fechadas. Formação de blocos grandes
	F5	>2		
	F3	0,15 - 0,25		
4	F15	1,2	0,3 - 0,6	Falhas preenchidas por argila. Blocos muito soltos empilhados
	F5	>2		
	F4	0,5 - 1		
	F2	2		
5	F1	0,3 - 1	0,5	Juntas fechadas
	F2	0,3 - 1		
	F3	0,3 - 0,45		
6	F1	-	0,5 - 1	Preenchimento de material alterado
	F2	1		
	F16	>4		
7	F1	0,1	0,1 - 1	Formação de blocos muito fragmentados. Juntas abertas.
	F2	0,3 - 1		
	F3	0,3 - 0,45		
8	F2	0,3 - 1	0,1 - 1	Juntas abertas sem preenchimento
	F3	0,5		
	F6	>3		
9	F2	0,3	0,3	Juntas fechadas
	F3	0,3 - 0,45		
	F7	-		
10	F1	1	0,2 - >1	Blocos agudos. Juntas com mais de 1 cm de abertura
	F2	1		
	F4	0,4		
11	F1	0,3 - 0,5	0,2 - 0,5	Topo: rocha mais preservada. Base: Material mais alterado
	F2	0,3 - 0,5		
	F8	1,5		
12	F1	0,5	0,5	Juntas abertas sem preenchimento

Ponto	Família	Espaçamento (m)	Tamanho dos blocos (m)	Observações
	F2	0,5		
	F8	1,5		
13	F1	1	-	Juntas fechadas
	F2	1		
	F6	>3		
14	F5	0,5	0,3	F5+F9+corte do talude formam blocos cúbicos. Presença de algumas xistosidades semihorizontais
	F9	1		
	F11	1,5		
15	F10	2	0,3 - 1,5	Ponto crítico com blocos já desprendidos. Juntas muito abertas. F10+F7+corte do talude resultam na formação de blocos. F17+F11 formam cunhas
	F11	2		
	F17	1,5		
16	F1	0,3 - 1	0,1 - 1,5	F1+F2 liberam lascas. F3 preenchida com gouge (fragmentos). Talude bem vertical. Bloco prestes a cair
	F2	0,3		
	F3	0,1 - 1		
FACE JUNTO A PISTA SENTIDO BR-101				
17	F1	0,5 - 1	0,15 - 1	Abertura de fissuras devido ao alívio de tensões. Juntas muito abertas
	F2	0,3 - 1		
	F12	1 - 2		
	F13	-		
18	F1	0,4	0,2	Juntas pouco abertas
	F2	0,3 - 0,5		
	F3	0,3		
19	F1	0,3 - 1	0,5	Fragmentação caótica. Juntas bem abertas
	F2	0,3 - 1		
	F3	0,3		
20	F1	1	1	Juntas bem abertas
	F2	1		
	F3	0,3		
	F14	0,4		

Fonte: Autora (2018).

Observando a Tabela 9 percebeu-se que a família de descontinuidades F2 tem grande persistência no maciço, de forma que esta influencia muito seu comportamento. Em diversos pontos do maciço existem blocos soltos prontos para caírem e pontos com a formação de cunhas de aproximadamente 2 m de aresta que podem vir a deslizar, como por exemplo, no ponto 15 que será abordado na página 85.

Por meio das observações feitas em campo notou-se que a face junto à pista sentido Penha apresenta blocos de rocha caídos com tamanhos que variam entre

0,1 m até 0,90 m de aresta, os quais atingiram o pé do talude e acostamento, principalmente próximo aos pontos 15 e 16. Isto ocorre devido à orientação e inclinação das famílias de descontinuidade que, somadas ao corte do talude, formam planos preferenciais para o desprendimento de blocos. No sentido oeste (BR-101) os blocos desprendidos possuem dimensões de até 2 m.

De forma geral, existem pontos com maior estabilidade e pontos visivelmente instáveis, os quais colocam em risco a vida humana, o que resulta na necessidade de estabilização de alguns pontos do talude.

5.3 CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO

5.3.1 Q/NGI

Para a classificação Q do maciço os parâmetros de entrada variaram de acordo com o ponto analisado em relação à qualidade da rocha (RQD), número de sistemas de juntas (J_n), rugosidade (J_r) e alteração da superfície das juntas (J_a), presença de água (J_w) e tensões do maciço (SRF). Cada ponto estudado em campo possui classificação de acordo com a Tabela 10.

Tabela 10 - Classificação pelo sistema Q.

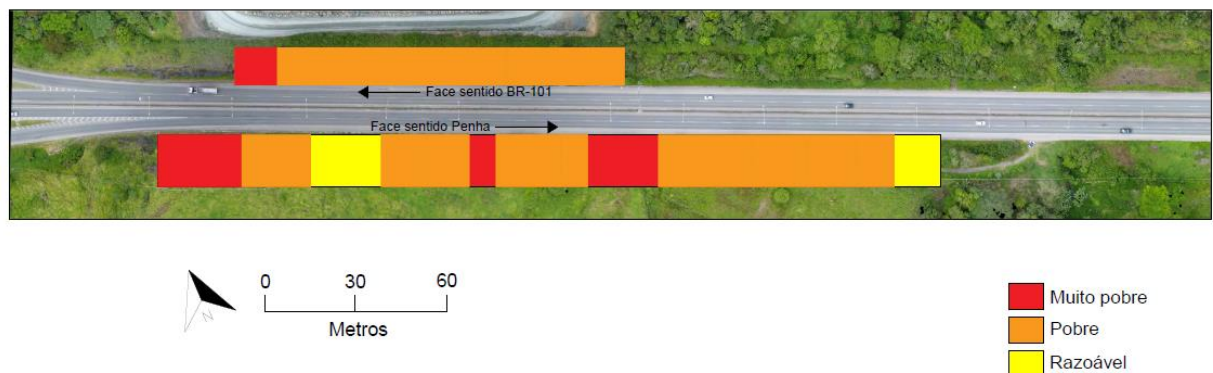
Ponto	RQD	J_n	J_r	J_a	J_w	SRF	Total do ponto	Classificação
1	75	4	1,5	1	1	5	5,63	Razoável
2	75	9	1,5	1	1	5	2,50	Pobre
3	75	9	1,5	1	1	5	2,50	Pobre
4	75	9	1	1	1	5	1,67	Pobre
5	75	9	1,5	1	1	5	2,50	Pobre
6	75	9	1	2	1	5	0,83	Muito pobre
7	75	9	1	1	1	5	1,67	Pobre
8	75	9	1	1	1	5	1,67	Pobre
9	75	9	1,5	1	1	5	2,50	Pobre
10	75	9	1	2	1	5	0,83	Muito pobre
11	75	9	1,5	2	1	5	1,25	Pobre
12	75	9	1,5	1	1	5	2,50	Pobre
13	75	9	1,5	1	1	5	2,50	Pobre
14	75	4	1,5	1	1	5	5,63	Razoável
15	75	9	1	1	1	5	1,67	Pobre

Ponto	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Total do ponto	Classificação
16	75	9	1	2	1	5	0,83	Muito pobre
17	75	15	1	1	1	5	1,00	Muito pobre
18	75	9	1	1	1	5	1,67	Pobre
19	75	9	1	1	1	5	1,67	Pobre
20	75	9	1	1	1	5	1,67	Pobre

Fonte: Autora 2018.

O RQD estimado para o ponto foi aproximado pela equação (2) proposta por Palmstrom (1974), na qual J_v , equação (3), foi calculado levando em consideração os principais sistemas de descontinuidades do maciço, F1, F2 e F3, com os espaçamentos mínimos aproximados destes ($F1=0,25$; $F2=0,3$; $F3: 0,2$). Desta forma o valor de RQD obtido foi de 75. Como a maioria dos pontos apresenta três sistemas principais de descontinuidade, o mesmo valor de RQD foi adotado para todos os pontos.

Figura 25 – Mosaico da classificação do maciço pelo sistema Q.



Fonte: Autora (2018).

O maciço varia em sua classificação de pobre a razoável, dependendo das características do ponto analisado. O mosaico da Figura 25 ilustra a classificação ao longo do talude.

5.3.2 RMR

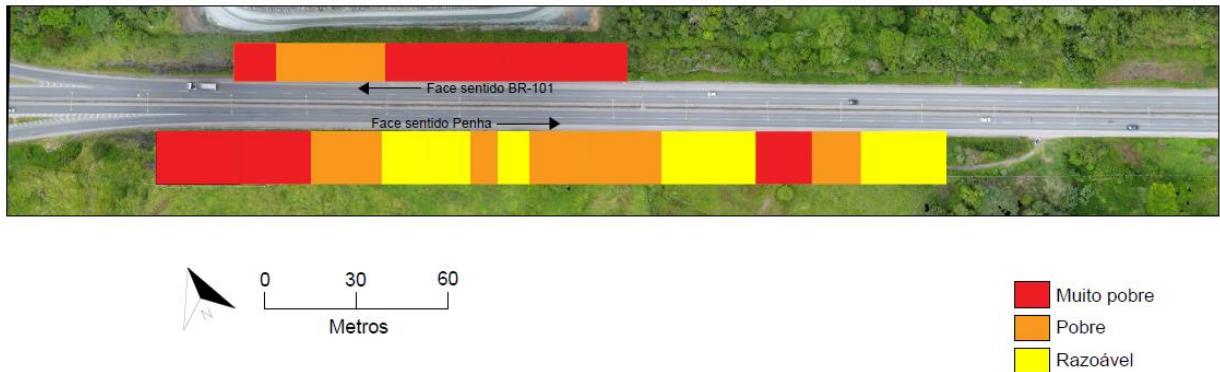
A classificação RMR do maciço se deu de acordo observações feitas em campo e resultados do teste PLT realizado em laboratório. Os parâmetros analisados foram: (1) PLT, (2) RQD, (3) Espaçamento das descontinuidades, (4) condições das descontinuidades, (5) Presença de água e (6) Orientação e mergulho das descontinuidades. A Tabela 11 apresenta os resultados.

Tabela 11 - Classificação RMR.

Ponto	Parâmetros						Classificação			
	1	2	3	4	5	6	Total	Classe	Classificação	Ângulo de atrito do maciço
1	15	13	13	30	10	-25	56	III	Razoável	30
2	15	13	10	30	10	-25	53	III	Razoável	30
3	15	13	10	30	10	-50	28	III	Pobre	20
4	15	13	13	0	10	-50	1	IV	Muito pobre	15
5	15	13	10	30	10	-25	53	III	Razoável	30
6	15	13	10	10	10	-25	33	IV	Pobre	20
7	15	13	8	0	10	-25	21	IV	Pobre	20
8	15	13	12	10	10	-25	35	IV	Pobre	20
9	15	13	10	30	10	-25	53	III	Razoável	30
10	15	13	15	10	10	-25	38	IV	Pobre	20
11	15	13	12	25	10	-25	50	III	Razoável	30
12	15	13	13	30	10	-25	56	III	Razoável	30
13	15	13	12	30	10	-25	55	III	Razoável	30
14	15	13	13	25	10	-50	26	III	Pobre	20
15	15	13	11	0	10	-50	-1	V	Muito pobre	15
16	15	13	10	10	10	-50	8	IV	Muito pobre	15
17	15	13	12	0	10	-50	0	IV	Muito pobre	15
18	15	13	10	25	10	-50	23	III	Pobre	20
19	15	13	10	0	10	-50	-2	IV	Muito pobre	15
20	15	13	10	0	10	-50	-2	IV	Muito pobre	15

Fonte: Autora (2018).

Figura 26 - Mosaico da classificação do maciço pelo sistema RMR.



Fonte: Autora (2018).

O valor usado para o RQD foi o mesmo calculado para a classificação Q. O maciço obteve uma classificação que varia de muito pobre a razoável, como ilustra o mosaico da Figura 26.

5.3.3 GSI

O maciço foi classificado pelo sistema GSI de acordo com a tabela 6. Para cada ponto analisado do talude obteve-se um valor diferente do índice. Além dos valores de GSI também foram estimadas as resistências à compressão e tração do maciço rochoso, conforme Tabela 12.

Tabela 12 - Classificação GSI.

Ponto	GSI	a	m	s	Resistência à compressão do maciço - C_{om} (MPa)	Resistência à tração do maciço - T_{om} (Mpa)
1	65	0,5020	2,2984	0,0029	13,37	-0,0170
2	65	0,5020	2,2984	0,0029	13,37	-0,0170
3	55	0,5040	1,1252	0,0006	5,70	-0,0028
4	55	0,5040	1,1252	0,0006	5,70	-0,0028
5	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004
6	50	0,5057	0,7872	0,0002	3,70	-0,0011
7	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004
8	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004
9	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004
10	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004
11	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004

Ponto	GSI	a	m	s	Resistência à compressão do maciço - C_{om} (MPa)	Resistência à tração do maciço - T_{om} (Mpa)
12	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004
13	50	0,5057	0,7872	0,0002	3,70	-0,0011
14	50	0,5057	0,7872	0,0002	3,70	-0,0011
15	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004
16	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004
17	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004
18	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004
19	40	0,5114	0,3854	0,0000	1,50	-0,0002
20	45	0,5081	0,5508	0,0001	2,37	-0,0004

Fonte: Autora (2018).

Para o cálculo do GSI, o qual variou entre 45 e 65, os pontos do maciço foram descritos como fraturados ou muito fraturados, e as superfícies das descontinuidades como boa ou razoável. Assim como para a classificação RMR, o valor de resistência a compressão uniaxial adotado foi de 250MPa, classe de valor máximo da tabela de classificação RMR (Tabela 11).

Os valores dos parâmetros m_i e D , usados para estimar a resistência à compressão e tração do maciço, foram definidos conforme a Tabela 6 e Tabela 7, respectivamente. O valor adotado para m_i foi de 28, correspondente a gnaisses, e o valor de D , usado foi de 1, valor que se refere à detonações em pequena escala, e como não se tem informações sobre o processo de detonação do maciço, foi assumido o pior cenário de uma detonação de má qualidade.

5.4 ANÁLISE CINEMÁTICA

Para a análise cinemática do potencial de deslizamento do talude foram elaborados estereogramas que representam as famílias de descontinuidade, face do talude e ângulo de atrito de cada ponto. De acordo com os mapas obtidos pelo levantamento planialtimétrico realizado com o drone, a face do talude junto a pista sentido Penha possui inclinação de 70° e orientação 290° (70/290), e a face junto a pista sentido BR – 101 possui inclinação 75° e orientação 110° (75/110). Os estereogramas foram gerados a partir do software DIPS 5.0.

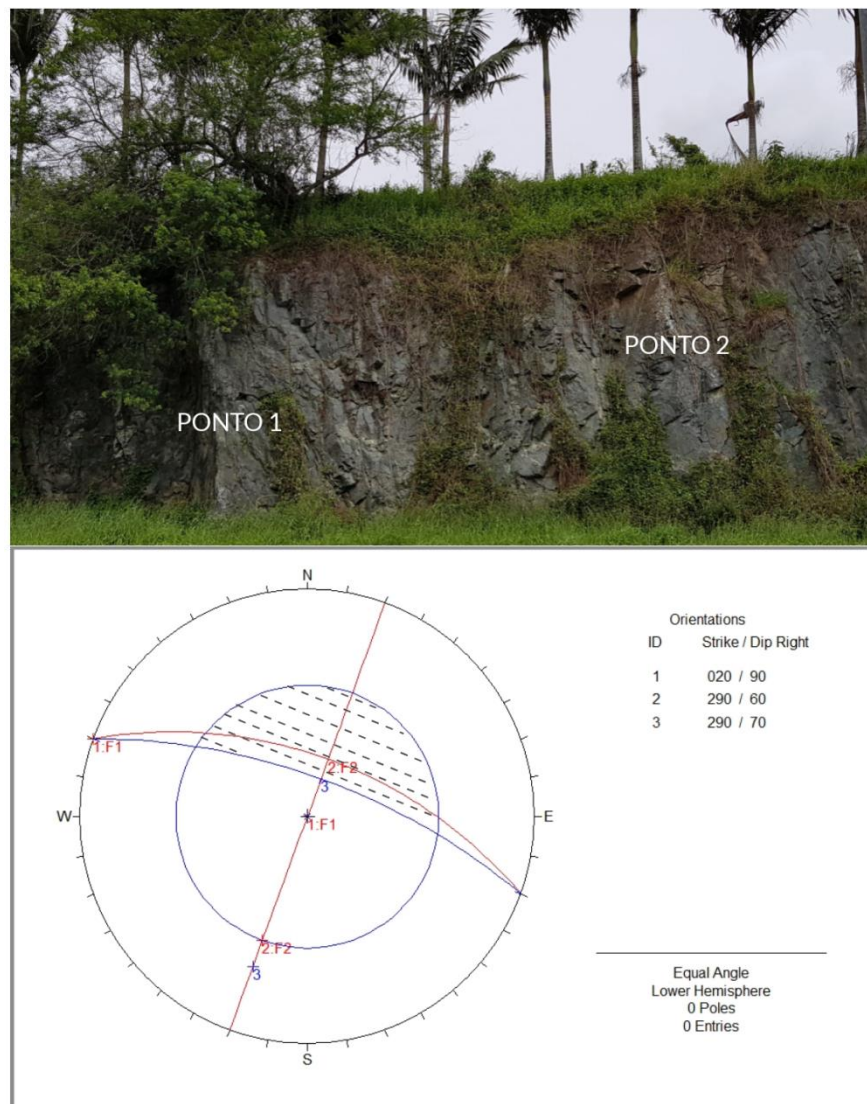
Como já relatado neste trabalho, a área crítica para potenciais deslizamentos, representada pela região hachurada nos estereogramas, está localizada entre o círculo que representa o ângulo de atrito do maciço e a face do talude.

O valor do ângulo de atrito adotado para a análise se deu segundo a classificação RMR do talude de cada ponto.

5.4.1 Ponto 1

O ângulo de atrito usado para o cálculo, obtido por meio da classificação RMR, foi de 30° . No ponto 1 predominam as famílias F1 (20/90) e F2 (290/60), as quais podemos observar, pela representação no estereograma, se interceptam (Figura 27). O ponto de interseção das curvas das famílias está localizado dentro da área de potencial de ruptura.

Figura 27 - Foto e estereograma do ponto 1.



Fonte: Autora (2018).

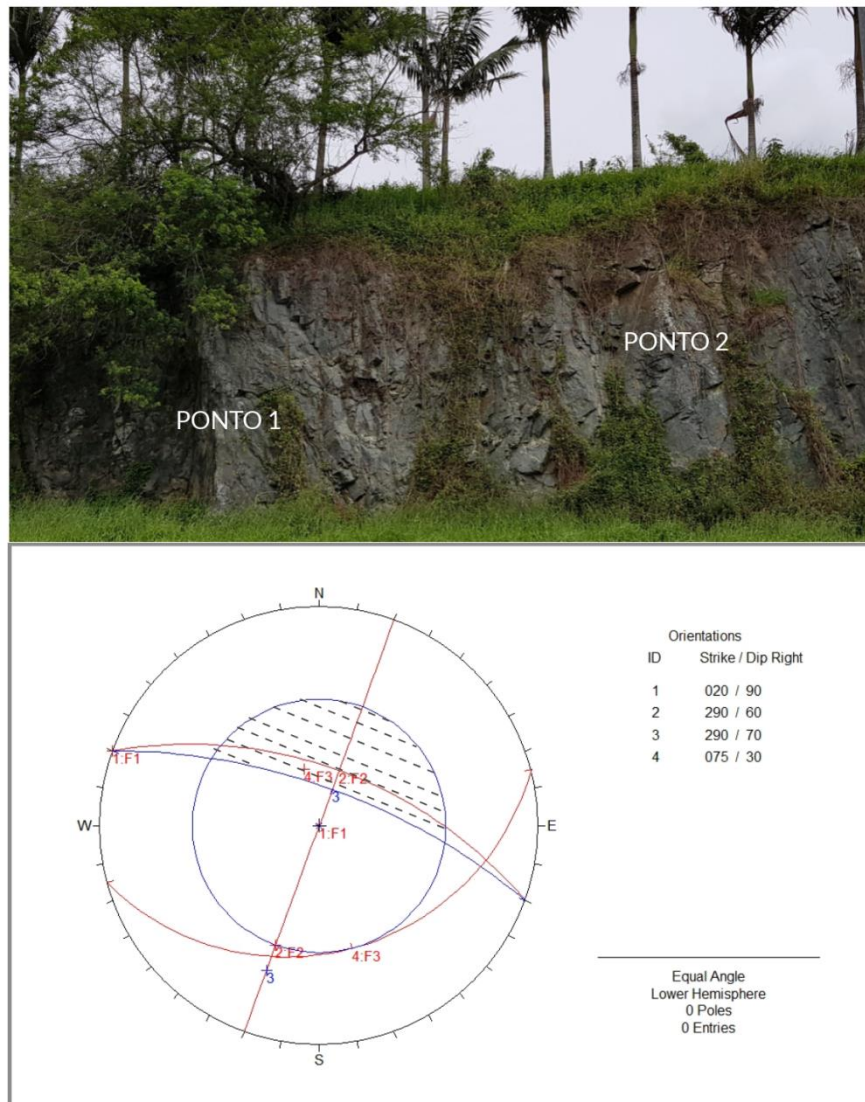
Porém, apesar de apresentar potencial de ruptura, a qualidade observada em campo do maciço no ponto é boa, o que reduz a chance de deslizamentos. As descontinuidades no ponto são fechadas, fato que contribui para a estabilidade. O ponto não apresenta blocos caídos.

5.4.2 Ponto 2

O ângulo de atrito do ponto, obtido pelo RMR, é de 30° . No ponto 2, assim como no ponto 1, as famílias F1 (20/90) e F2 (290/60) formam cunhas com

potenciais de deslizamento. A família F3 (75/30) não apresenta risco à estabilidade do talude devido à sua inclinação e orientação favorável à face do talude (Figura 28).

Figura 28 - Foto e estereograma do ponto 2.



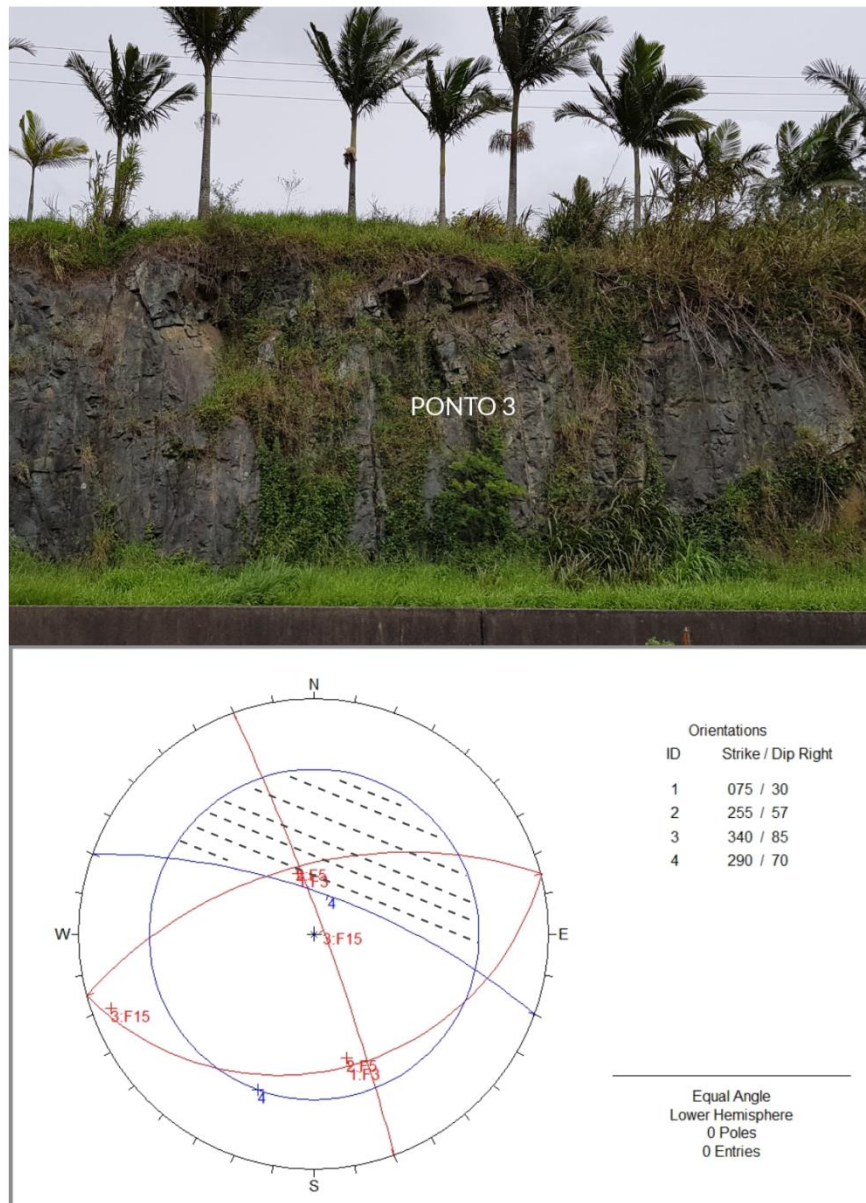
Fonte: Autora (2018).

Como no ponto 1, conforme observado em campo, o maciço apresenta boa qualidade, reduzindo o risco de rupturas. Assim como no ponto 1, as juntas são fechadas, contribuindo para a estabilidade do local. O ponto não apresenta blocos caídos.

5.4.3 Ponto 3

Obtido pelo RMR, ângulo de atrito do ponto é 20° . No ponto 3 as famílias predominantes são F3 (75/30), F5 (255/57) e F15 (340/85). A família F3 não interfere na estabilidade, porém a interseção das famílias F5 e F15 está localizada na zona de potencial instabilidade, como mostra a Figura 29.

Figura 29 - Foto e estereograma do ponto 3.



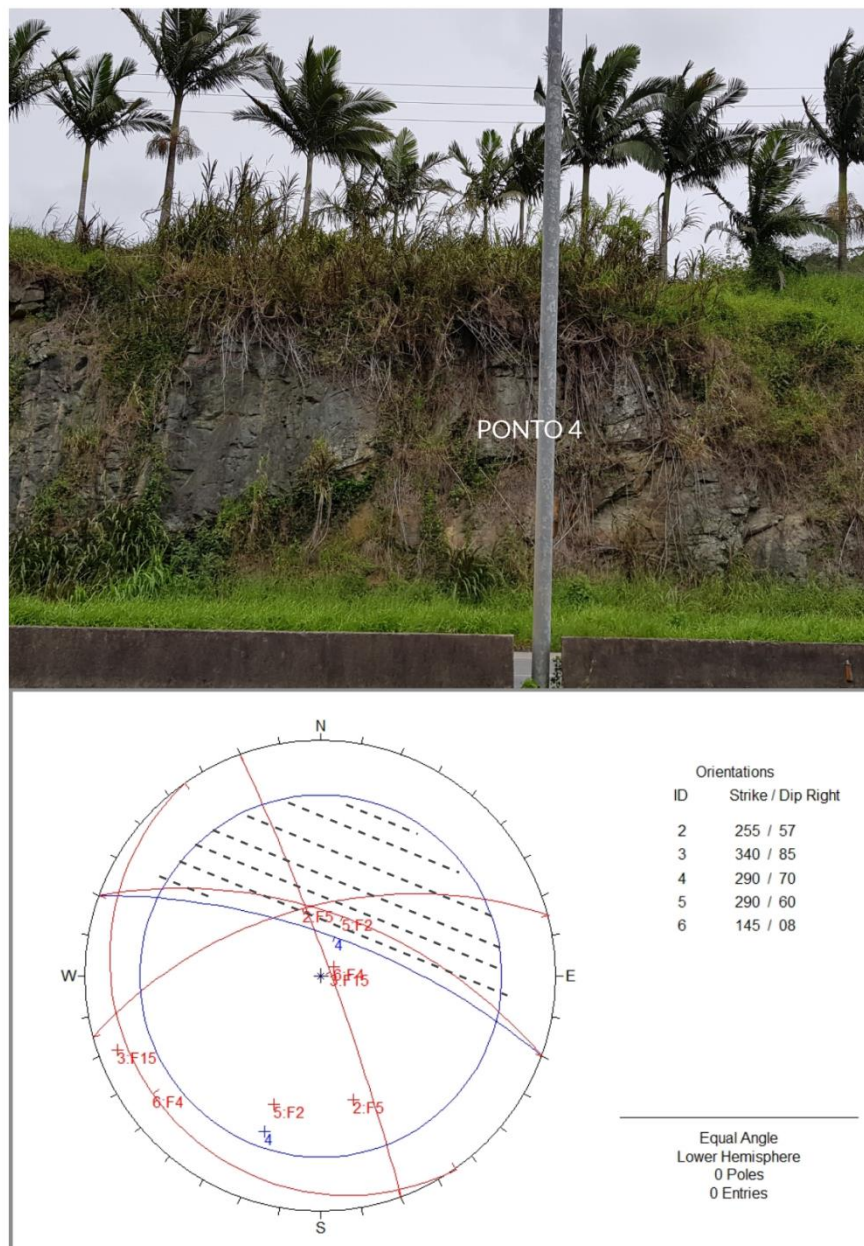
Fonte: Autora (2018).

Em campo observou-se que cunhas de até aproximadamente 1,5 m de aresta já foram desprendidas do topo do maciço e ainda restam alguns blocos que podem vir a cair. As descontinuidades são fechadas, fato que contribui para a estabilidade do ponto. O ponto não apresenta blocos caídos.

5.4.4 Ponto 4

O ângulo de atrito usado foi de 15° , valor para a classificação RMR muito pobre. Predominam no ponto as famílias F2 (290/60), F4 (145/8), F5 (255/57) e F15 (340/85). As três famílias se interceptam na região considerada como potencialmente instável formando cunhas com potencial de deslizamento, conforme Figura 30.

Figura 30 - Foto e estereograma do ponto 4.



Fonte: Autora (2018).

Em campo observou-se uma região com blocos de dimensões que variam entre 0,3 e 0,6 m de aresta visivelmente soltos e empilhados.

Figura 31 - Blocos empilhados no ponto 4.



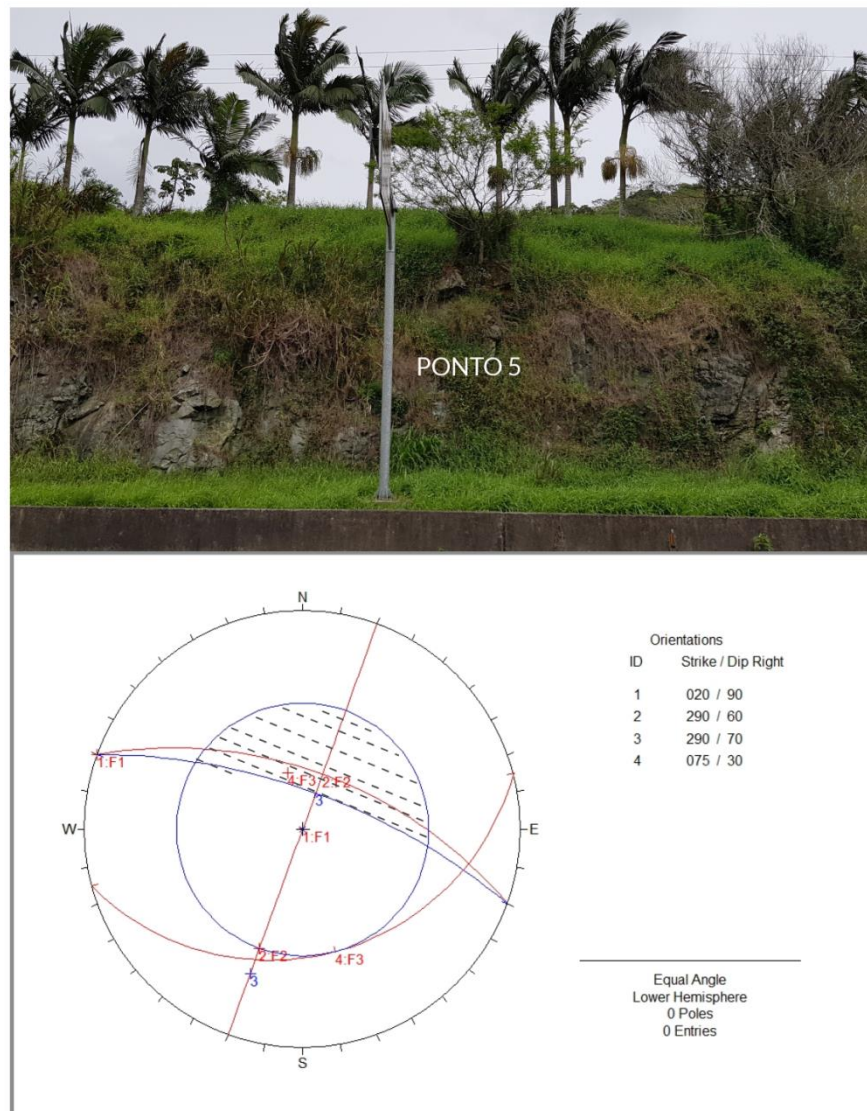
Fonte: Autora (2018).

A Figura 31 mostra os blocos soltos no topo do talude. Neste caso em particular, o ângulo da superfície de deslizamento destes blocos é menor que o ângulo de atrito das paredes das discontinuidades, desta forma não existem blocos caídos no ponto. Tal motivo não elimina a potencial instabilidade do ponto, visto que de acordo com o mapeamento, as juntas presentes no ponto apresentam preenchimento de argila, fato que reduz a estabilidade do talude.

5.4.5 Ponto 5

O ângulo de atrito usado para o maciço, segundo a classificação RMR, foi de 30°. O ponto 5 apresenta as mesmas famílias de discontinuidades presente no ponto 2, F1 (20/90), F2 (290/60) e F3 (75/30), onde F1 e F2 possuem potencial de ruptura em cunha, conforme ilustra a Figura 32.

Figura 32 - Foto e estereograma do ponto 5.



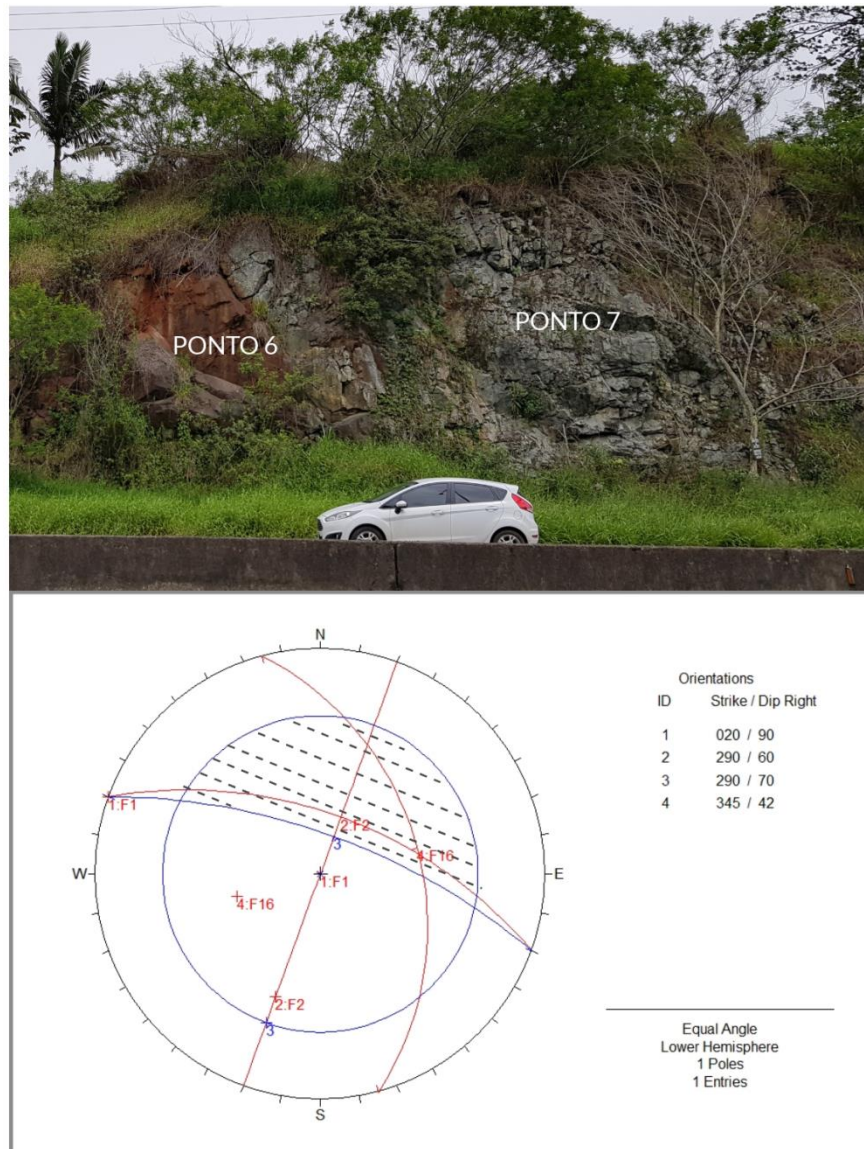
Fonte: Autora (2018).

Nas observações em campo perceberam-se alguns blocos soltos pontuais de 0,5 m de aresta que podem vir a se desprender. As juntas no ponto são fechadas e o ponto não apresenta blocos caídos.

5.4.6 Ponto 6

O ângulo de atrito adotado para o ponto, segundo a classificação RMR, foi de 20°. As famílias predominantes no ponto são F1 (20/90), F2 (290/60), e F16 (345/42). O ponto apresenta potencial de ruptura em cunha entre as famílias F1 e F2, F1 e F16 e entre F2 e F16, como mostra a Figura 33.

Figura 33 - Foto e estereograma do ponto 6.



Fonte: Autora (2018).

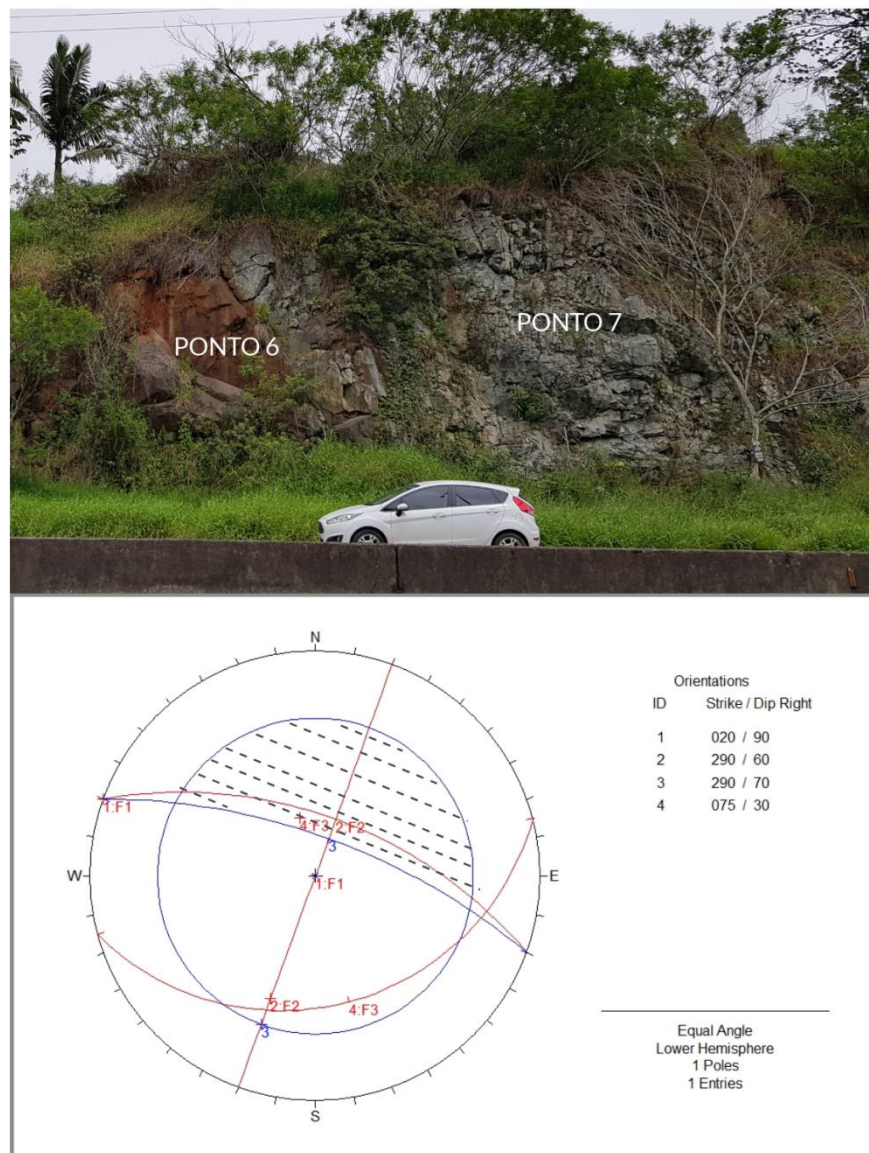
Conforme observações feitas em campo existem alguns blocos pontuais de 0,5 a 1 m visivelmente soltos. Não existem blocos caídos no ponto, porém tal fato não elimina o potencial de instabilidade do ponto, dado que as juntas são preenchidas com material alterado.

5.4.7 Ponto 7

De acordo com a classificação RMR o ângulo de atrito do ponto é de 20°. No ponto 7 as principais famílias são F1 (20/90), F2 (290/60) e F3 (75/30). Como nos

pontos anteriores que possuíam a mesmas famílias, as famílias F1 e F2 apresentam potencial de ruptura, porém a família F3 é favorável à orientação e inclinação da face do talude (Figura 34).

Figura 34 - Foto e estereograma do ponto 7.



Fonte: Autora (2018).

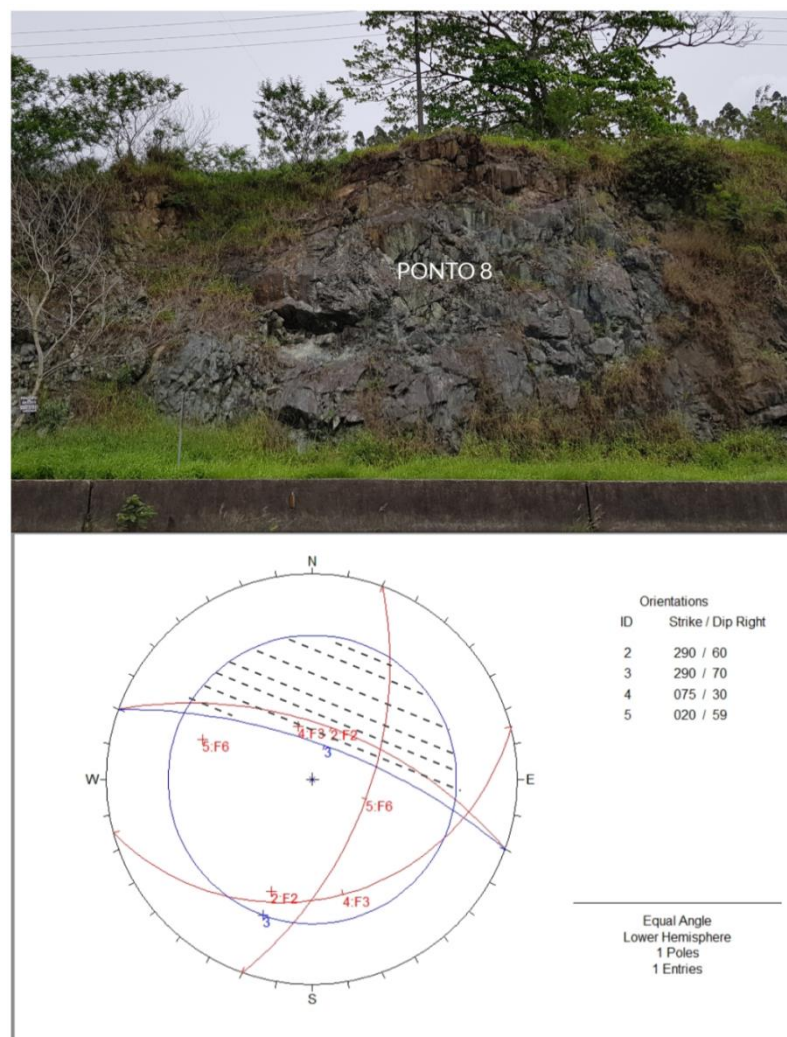
Como a distância entre as descontinuidades é pequena, os blocos formados possuem tamanho que variam de 0,1m a 1 m. A região é visualmente bem fragmentada e classificada como potencialmente instável. As juntas no ponto são abertas, o que contribui para o baixo ângulo de atrito do maciço no local. O ponto

apresenta alguns blocos caídos com dimensões entre 0,1 e 0,3 m, confirmando o potencial de instabilidade.

5.4.8 Ponto 8

O ângulo de atrito usado foi de 20° , segundo o RMR. No ponto 8 predominam as famílias F2 (290/60), F3 (75/30) e F6 (20/59). As famílias F6 e F2 se interceptam na região do estereograma entre as linhas que representam a face do talude e o ângulo de atrito, apresentando potencial de ruptura em cunha, conforme Figura 35.

Figura 35 - Foto e estereograma do ponto 8.



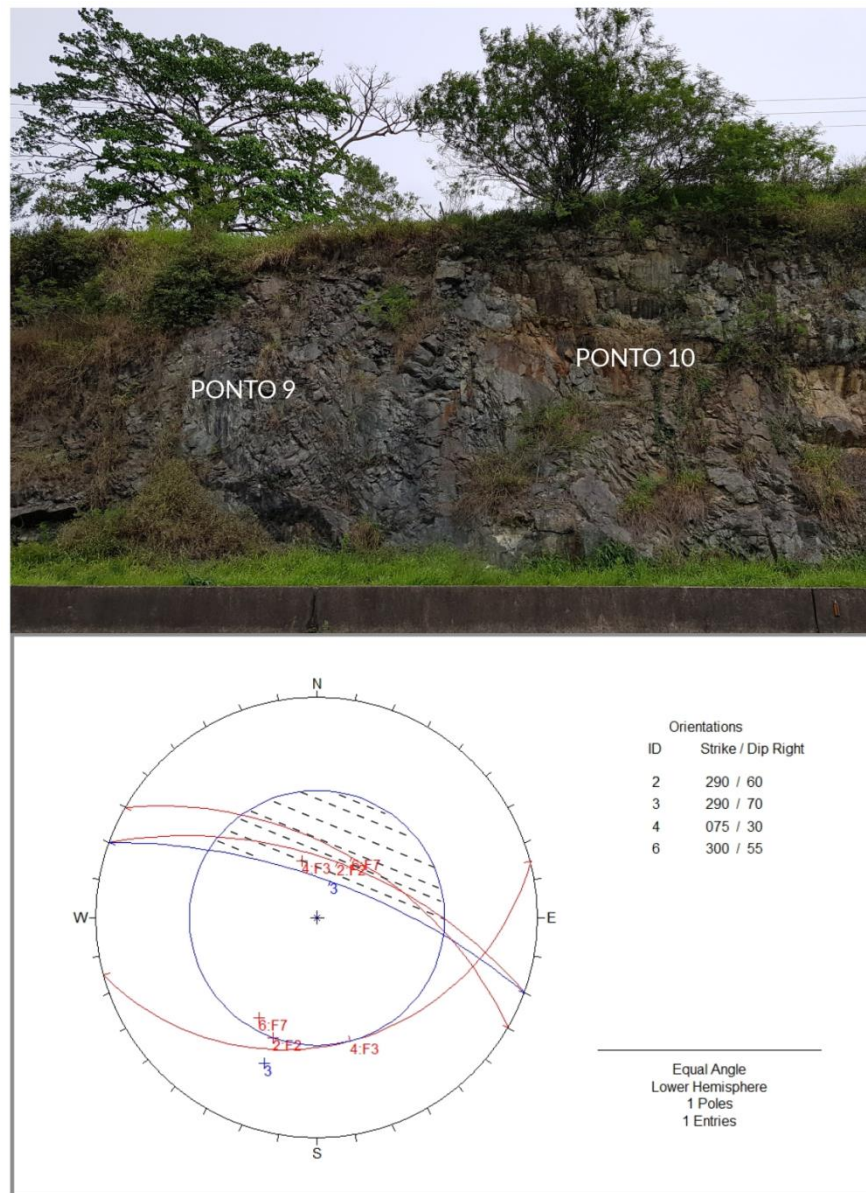
Fonte: Autora (2018).

O espaçamento das descontinuidades formam blocos que variam de 0,1 a 1m. Nas observações feitas em campo perceberam-se vários blocos com dimensões entre 0,1 e 0,5m soltos. O ponto possui juntas abertas, fato que contribui para a instabilidade. Assim como o ponto 7, o ponto 8 apresenta alguns blocos caídos com dimensões entre 0,1 e 0,3 m.

5.4.9 Ponto 9

De acordo com o RMR do ponto o ângulo de atrito adotado é de 30°. As famílias de descontinuidades presentes são F2 (290/60), F3 (75/30) e F7 (300/55). De acordo com o estereograma as famílias F2 e F7 apresentam potencial de ruptura em cunha (Figura 36).

Figura 36 - Foto e estereograma do ponto 9.



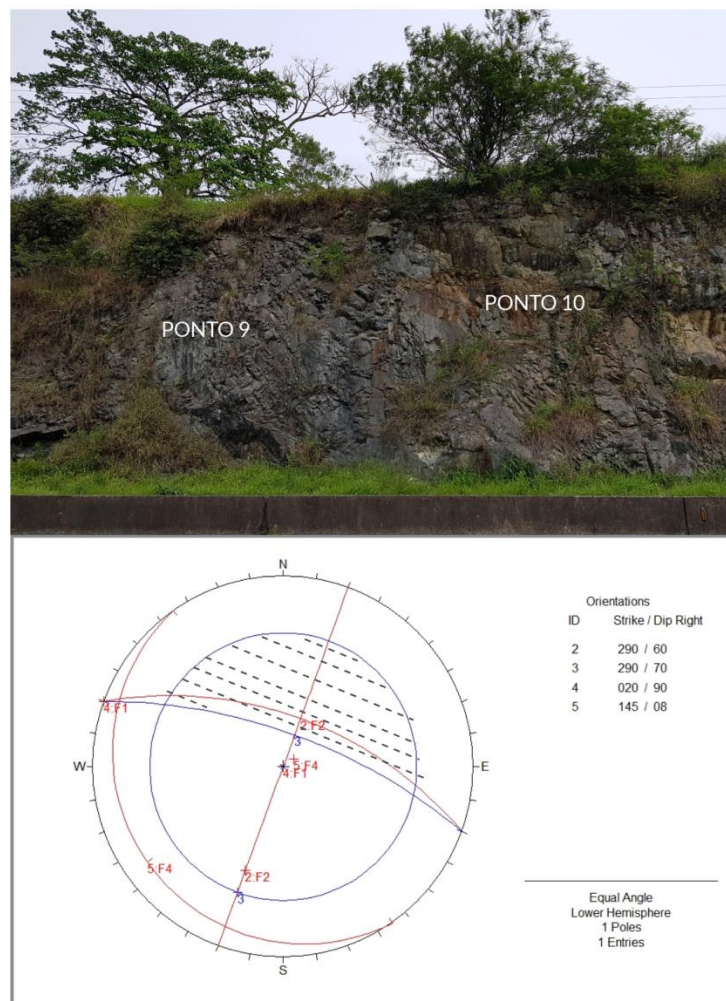
Fonte: Autora (2018).

O espaçamento das discontinuidades forma blocos de tamanho de aresta de 0,3m. Conforme observações em campo, o ponto não apresenta blocos visivelmente soltos e as juntas são fechadas, porém existem alguns blocos caídos de até 0,4 m de aresta, reafirmando o potencial de instabilidade do ponto.

5.4.10 Ponto 10

O ângulo de atrito do maciço usado no ponto foi de 20° . No ponto 10 as famílias presentes são F1 (20/90), F2 (290/60) e F4 (145/8), como nos demais pontos com essas famílias, F1 e F2 classificam o ponto como potencialmente instável, e a família F4 é favorável à face do talude, como ilustra a Figura 37.

Figura 37 - Foto e estereograma do ponto 10.



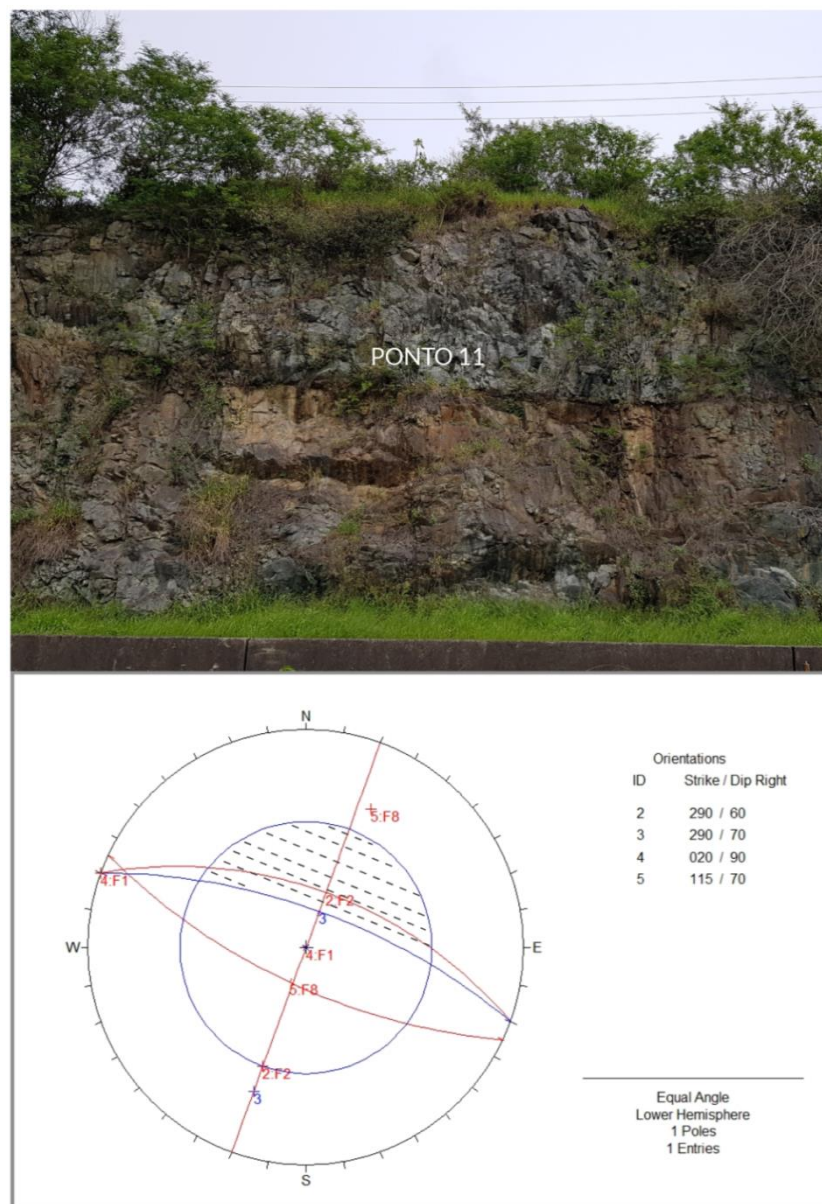
Fonte: Autora (2018).

De acordo com as observações feitas em campo o maciço apresenta apenas poucos blocos, de 0,2m de aresta, soltos. As juntas apresentam mais de 1cm de abertura, reduzindo a estabilidade do ponto. O ponto não apresenta blocos caídos.

5.4.11 Ponto 11

O ângulo de atrito do maciço no ponto, segundo o RMR, é de 30°. As famílias presentes no ponto são F1 (20/90), F2 (290/60) e F8 (115/70). As famílias F1 e F2 apresentam potencial de ruptura, pois a interseção das linhas no estereograma se encontra na região com potencial de ruptura, enquanto F8 é favorável à face do talude, como mostra a Figura 38.

Figura 38 - Foto e estereograma do ponto 11.



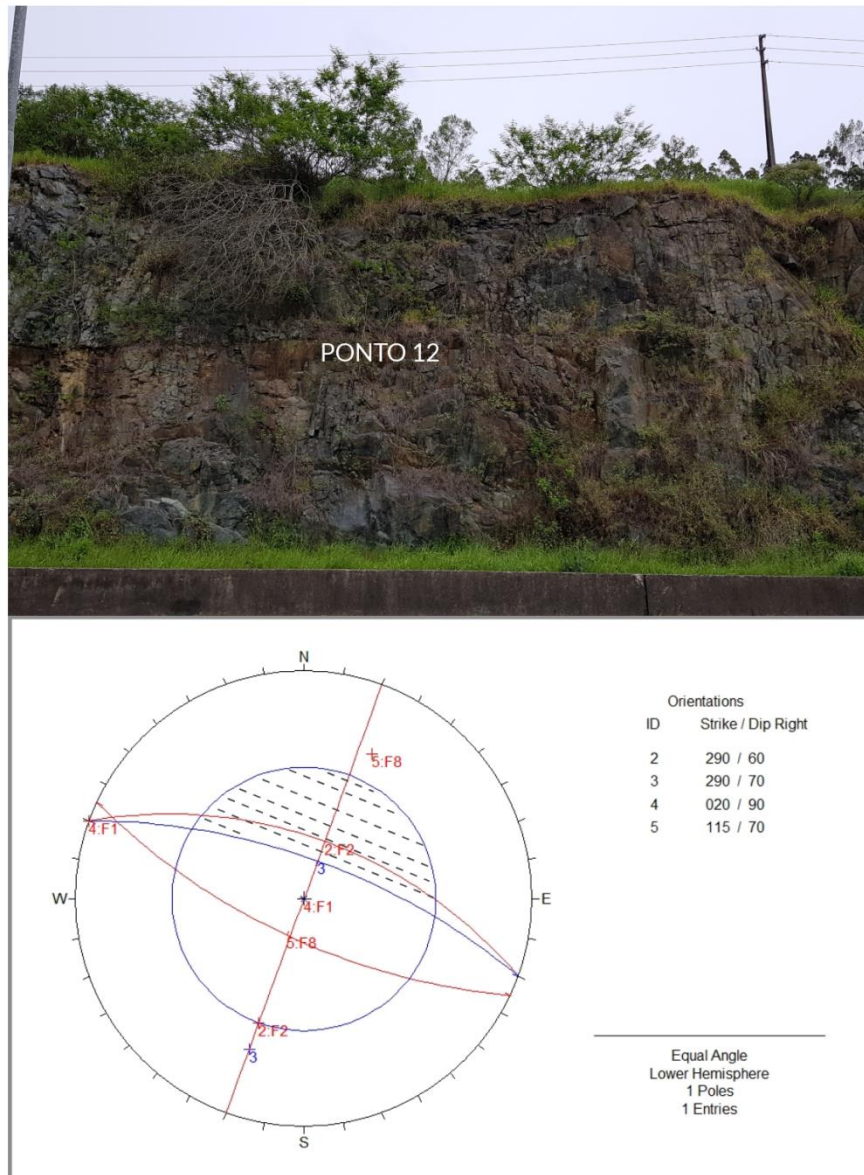
Fonte: Autora (2018).

No ponto, a parte superior do talude apresenta maior fragmentação que a inferior. Existem alguns blocos pontuais soltos de aproximadamente 0,2m de aresta. O ponto não apresenta blocos caídos.

5.4.12 Ponto 12

O ângulo de atrito usado para o maciço, segundo o RMR, foi de 30°. Assim como no ponto 11, as famílias que predominam no ponto 12 são F1 (20/90), F2 (290/60), e F8 (115/70). Como no ponto anterior, este possui potencial de ruptura em cunha devido às famílias F1 e F2 (Figura 39).

Figura 39 - Foto e estereograma do ponto 12.



Fonte: Autora (2018).

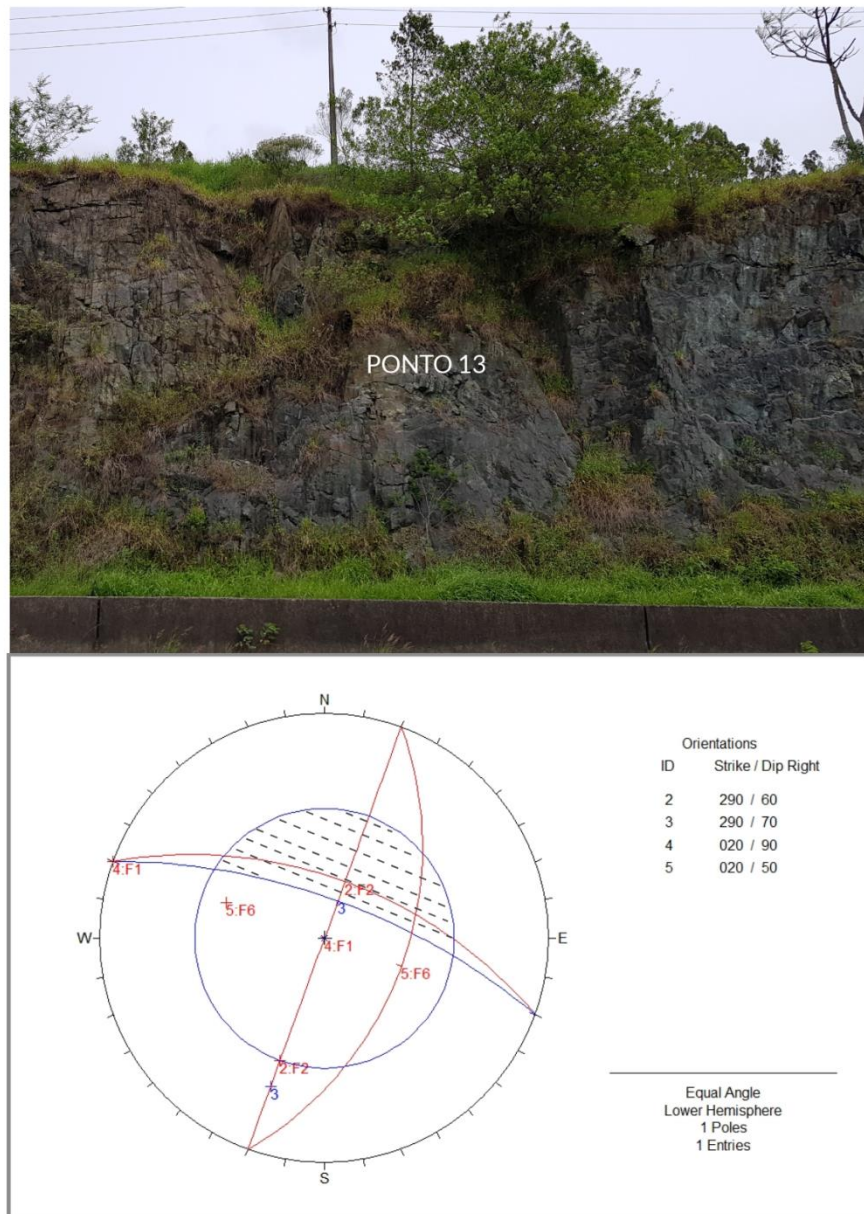
O ponto apresenta alguns blocos de 0,2 m de aresta possivelmente soltos. As juntas das discontinuidades são abertas. Não existem blocos caídos no ponto.

5.4.13 Ponto 13

De acordo com a classificação RMR o ângulo de atrito do maciço é de 30° . Predominam as famílias F1 (20/90), F2 (290/60) e F6 (20/59). O ponto apresenta potencial de ruptura em cunha por parte de todas as famílias presentes. F1 se

intercepta na região com potencial de ruptura do estereograma com F2 e F2 com F6, tornando o ponto potencialmente instável, como mostra a Figura 40.

Figura 40 - Foto e estereograma do ponto 13.



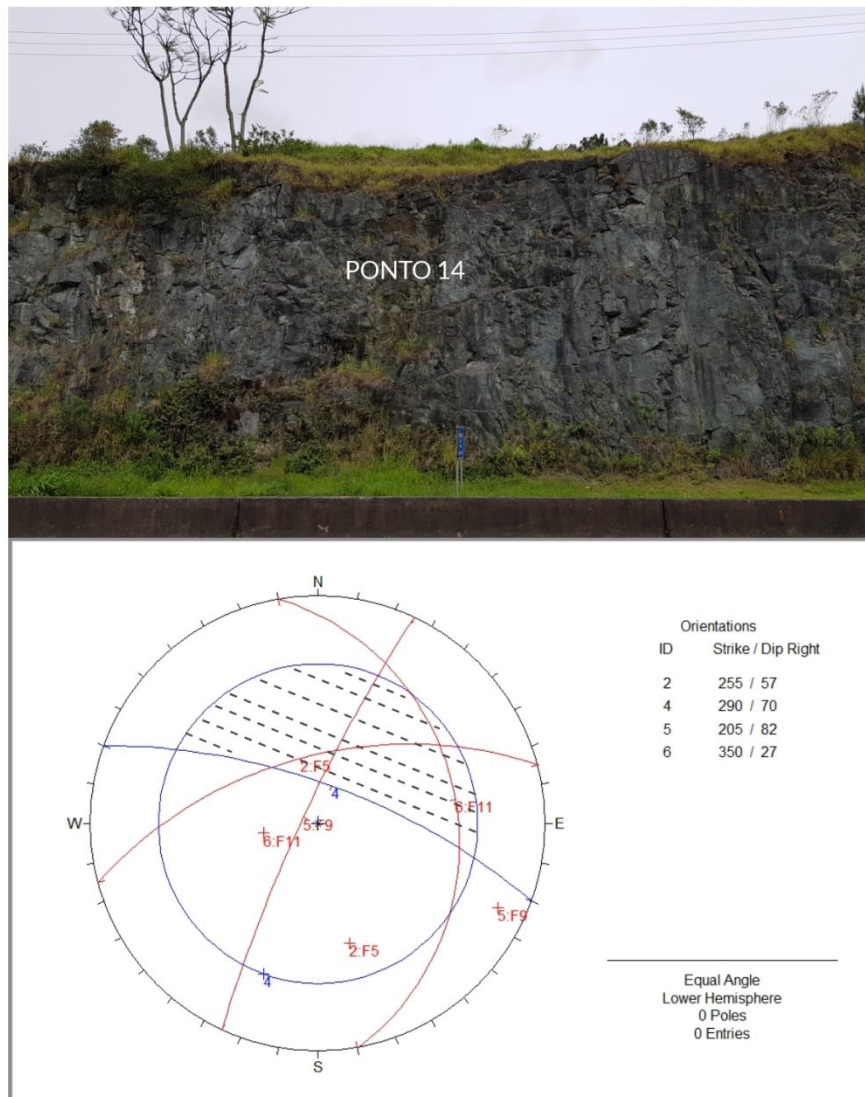
Fonte: Autora (2018).

Em campo percebeu-se cunhas de grandes dimensões já desprendidas do talude. O ponto apresenta poucos blocos aparentemente soltos com dimensão de 0,1m. As juntas no local são fechadas e o ponto não apresenta blocos caídos.

5.4.14 Ponto 14

O ângulo de atrito adotado para o ponto foi de 20° . No ponto 14 as principais famílias são F5 (255/57), F9 (205/82) e F11 (350/27). A combinação das famílias F11 e F5, assim como F5 e F9, forma blocos e cunhas com potencial de ruptura, classificando o ponto como potencialmente instável (Figura 41).

Figura 41 - Foto e estereograma do ponto 14.



Fonte: Autora (2018).

Figura 42 – Detalhes ponto 14.



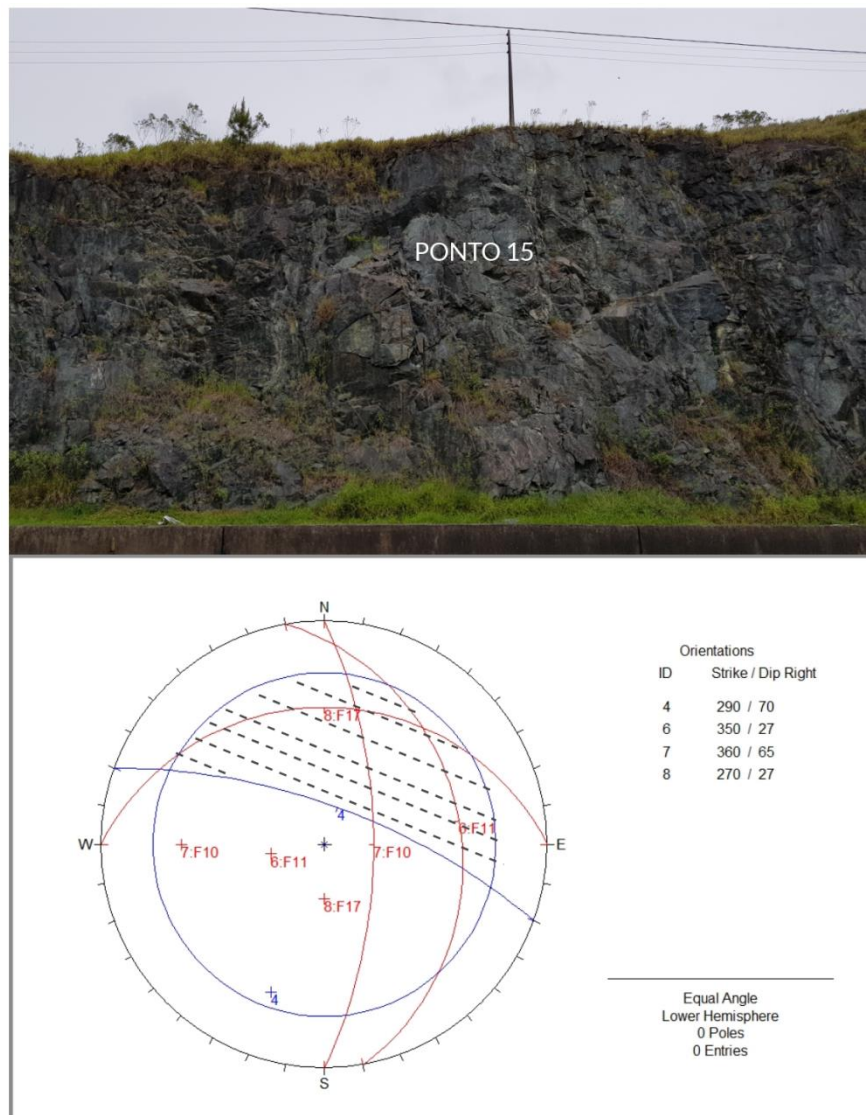
Fonte: Autora (2018).

Nas observações em campo notou-se que a formação de blocos de 0,3 a 1,5m de aresta. A Figura 42 mostra com mais detalhes as famílias de descontinuidade do ponto 14. As juntas são abertas e existem alguns blocos caídos na base do talude com dimensões de até 0,3 m de aresta, confirmando a potencial instabilidade do ponto.

5.4.15 Ponto 15

O ângulo de atrito adotado para o ponto foi de 15° , obtido por meio da classificação RMR. As principais famílias presentes no ponto 15 são F10 (360/65), F11 (350/27) e F17 (270/27). As famílias F11 e F17, assim como F10 e F17 formam pontos com potenciais cunhas de ruptura, pois a intersecção das mesmas se encontra na região de potencial instabilidade, como mostra a Figura 43.

Figura 43 - Foto e estereograma do ponto 15.



Fonte: Autora (2018).

Figura 44 – Detalhes do ponto 15. (a) Formação de cunha, (b) Juntas muito abertas formando blocos soltos no maciço, (c) Blocos caídos no pé do talude.



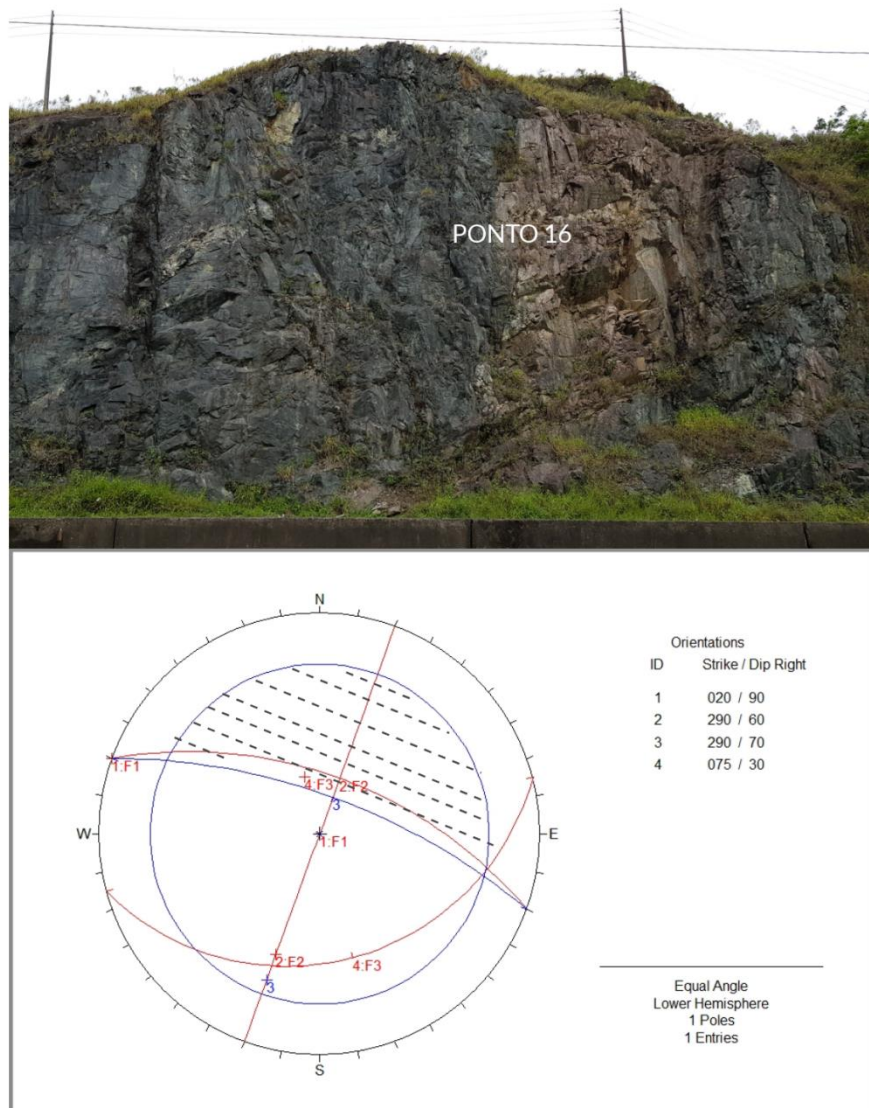
Fonte: Autora (2018).

Percebeu-se em campo cunhas aparentemente instáveis formadas pelas famílias F11 e F17, conforme mostra a Figura 44 (a). O ponto apresenta juntas muito abertas formando blocos soltos no maciço, como mostra a Figura 44 (b). Já existem blocos caídos com aproximadamente 0,8m ao pé do talude, Figura 44 (c), o que torna o ponto crítico devido ao histórico de instabilidade.

5.4.16 Ponto 16

O ângulo de atrito usado foi de 15° , obtido pela classificação RMR. No ponto 16 as principais famílias de descontinuidades são F1 (20/90), F2 (290/60) e F3 (75/30). Como nos demais pontos, as famílias F1 e F2 classificam o ponto como potencialmente instável (Figura 45).

Figura 45 - Foto e estereograma do ponto 16.



Fonte: Autora (2018).

Figura 46 – Detalhes do ponto 16. (a) Famílias de descontinuidade, (b) blocos caídos no pé do talude.



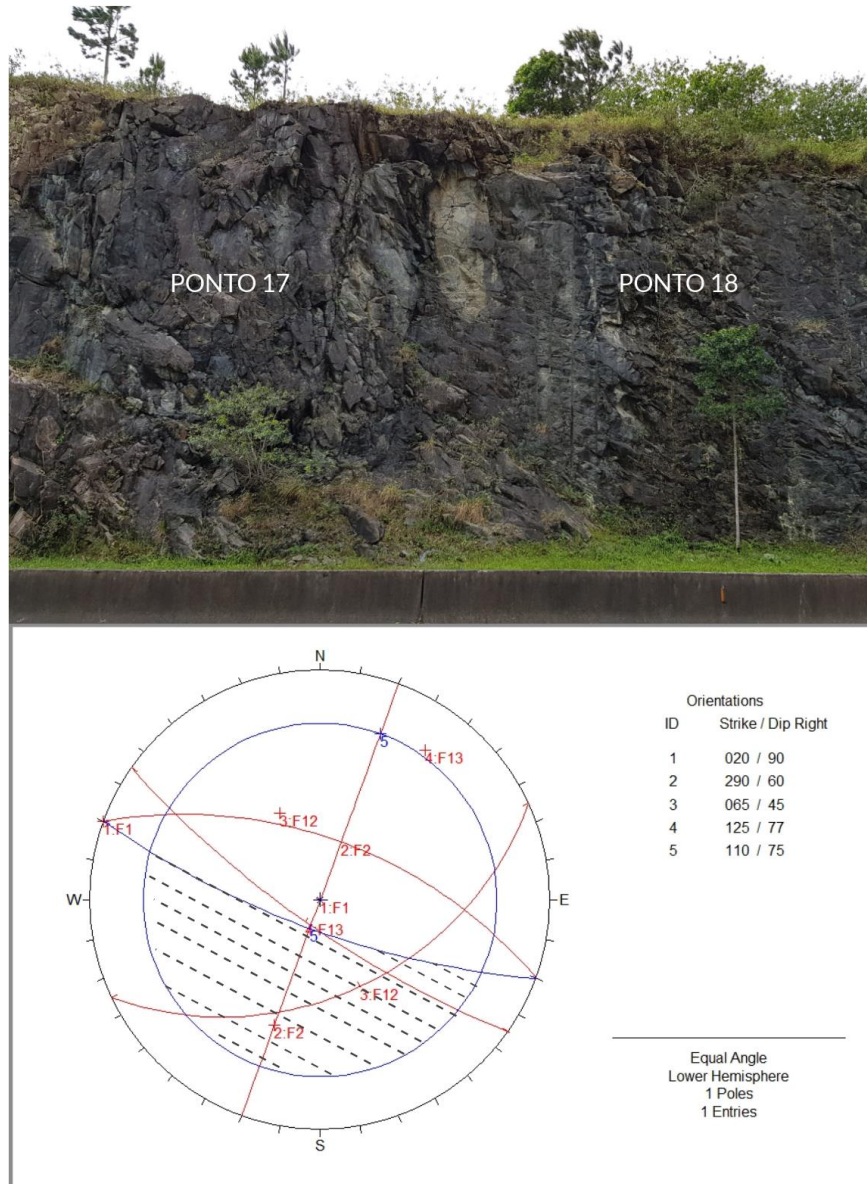
Fonte: Autora (2018).

O ponto é considerado crítico devido à presença de vários blocos de rocha já caídos com dimensões que variam entre 0,15m até 1m. As juntas são abertas ou preenchidas com gouge (rocha moída em planos de falha que se apresenta friável e pulverulenta), aumentando o potencial de instabilidade do ponto. Os blocos caídos se depositaram no pé do talude e acostamento, como ilustra a Figura 46 (b).

5.4.17 Ponto 17

O ângulo de atrito adotado foi de 15° , segundo o RMR. Predominam no ponto as famílias F1 (20/90), F2 (290/60), F12 (65/45), F13 (125/77). Neste lado do talude F2 é favorável à orientação e inclinação do mesmo. As famílias F1, F12 e F13 se interceptam na região crítica do estereograma de forma a classificar o ponto como potencialmente instável, como mostra a Figura 47.

Figura 47 - Foto e estereograma do ponto 17.



Fonte: Autora (2018).

Figura 48 – Detalhe do ponto 17.



Fonte: Autora (2018).

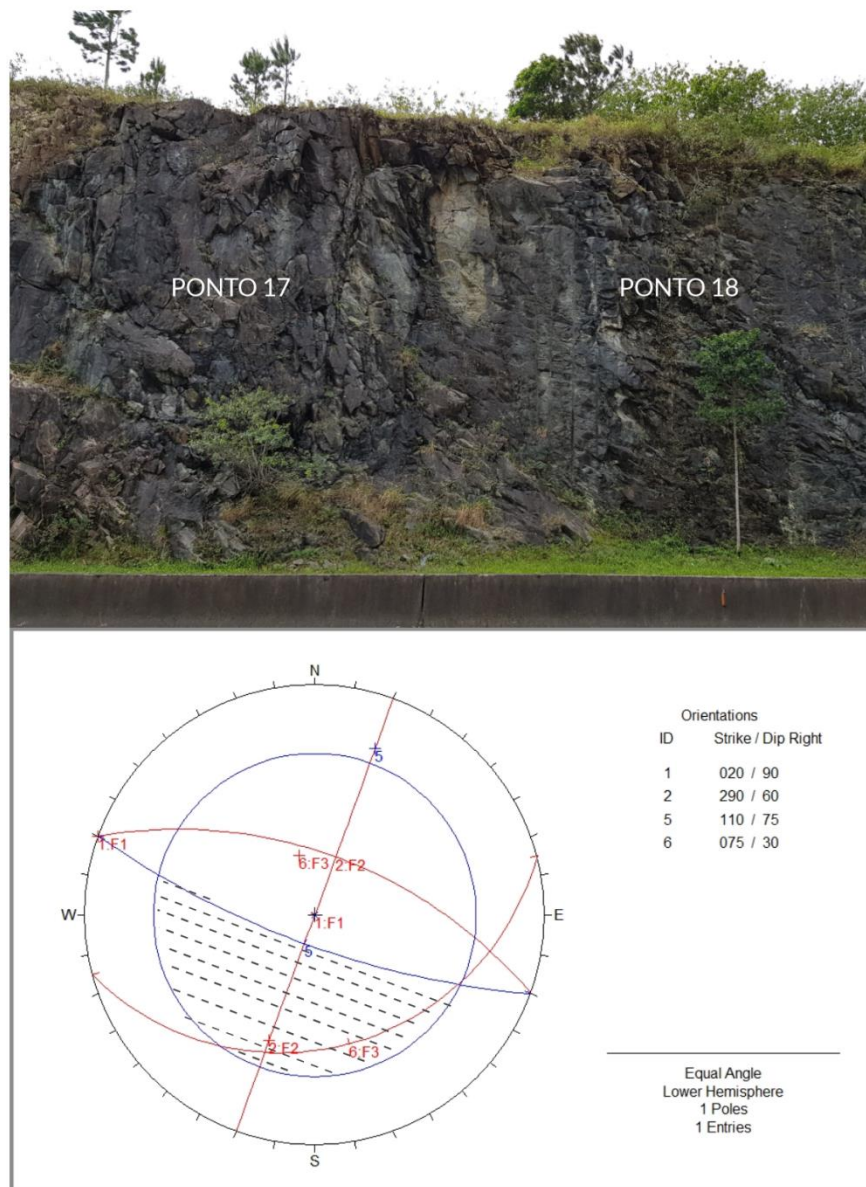
Por meio das observações feitas em campo notou-se que o ponto apresenta formação de vários blocos de rocha de 0,15m a 1m que podem vir a se tornar instáveis (Figura 48). As juntas são muito abertas e o ponto apresenta alguns blocos caídos de dimensões entre 0,15m e 0,4 m. Tal fato confirma que o ponto é potencialmente instável.

5.4.18 Ponto 18

O ângulo de atrito adotado para o ponto, segundo a classificação RMR, foi de 20°. As famílias predominantes no ponto são F1 (20/90), F2 (290/60) e F3 (75/30). Neste lado do talude F3 se torna desfavorável. A combinação das famílias

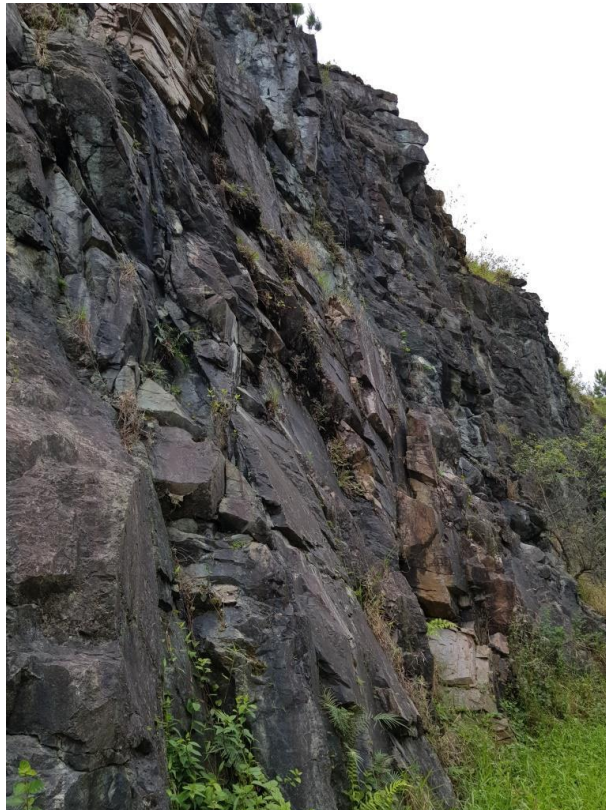
F1 e F3 formam cunhas com potencial instabilidade, pois se interceptam na região de potencial instabilidade do estereograma, como ilustra a Figura 49.

Figura 49 - Foto e estereograma do ponto 18.



Fonte: Autora (2018).

Figura 50 – Detalhe do ponto 18.



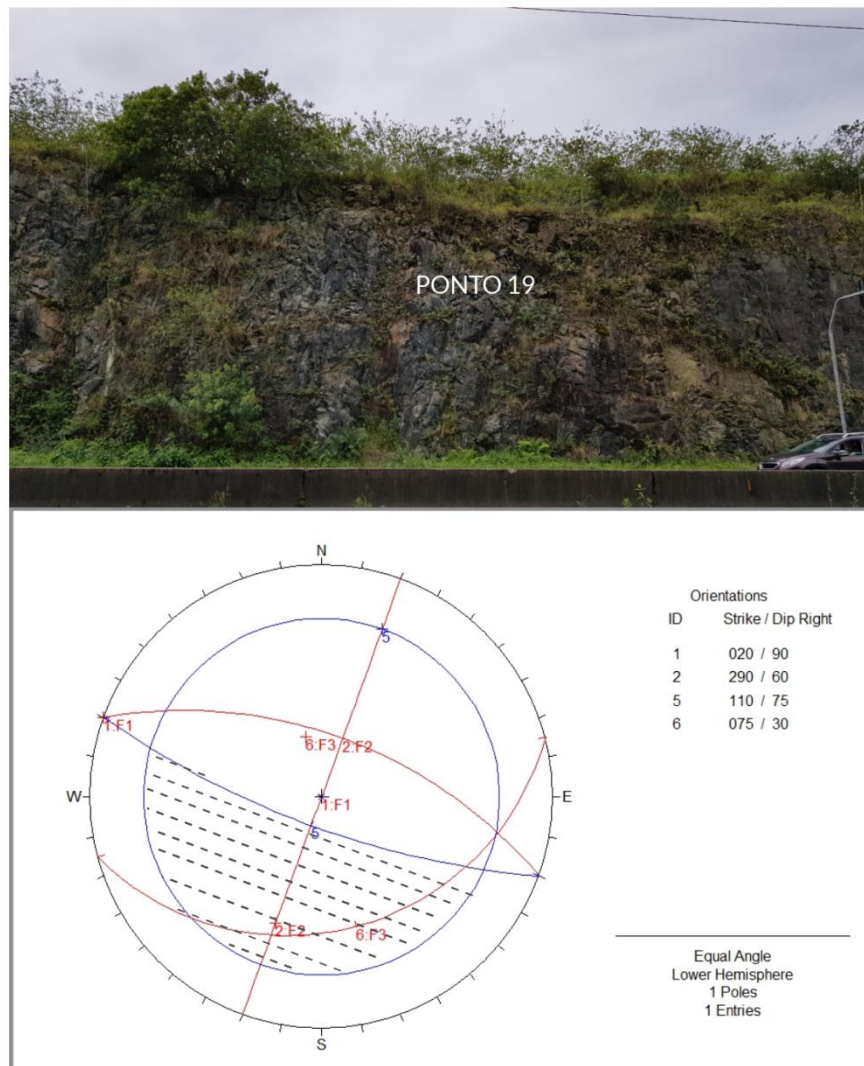
Fonte: Autora (2018).

De acordo com as observações realizadas em campo o ponto apresenta grande fragmentação, formando blocos com dimensões de 0,2m de aresta (Figura 50). O ponto apresenta juntas pouco abertas e alguns blocos caídos de dimensões entre 0,15m e 0,3 m, confirmando que o ponto é potencialmente instável.

5.4.19 Ponto 19

O ângulo de atrito definido para o ponto pela classificação RMR é de 15°. No ponto 19, assim como no ponto 18, predominam as famílias F1 (20/90), F2 (290/60) e F3 (75/30). De acordo com a orientação e inclinação das famílias e geometria do talude o ponto pode ser considerado como potencialmente instável (Figura 51).

Figura 51 - Foto e estereograma do ponto 19.



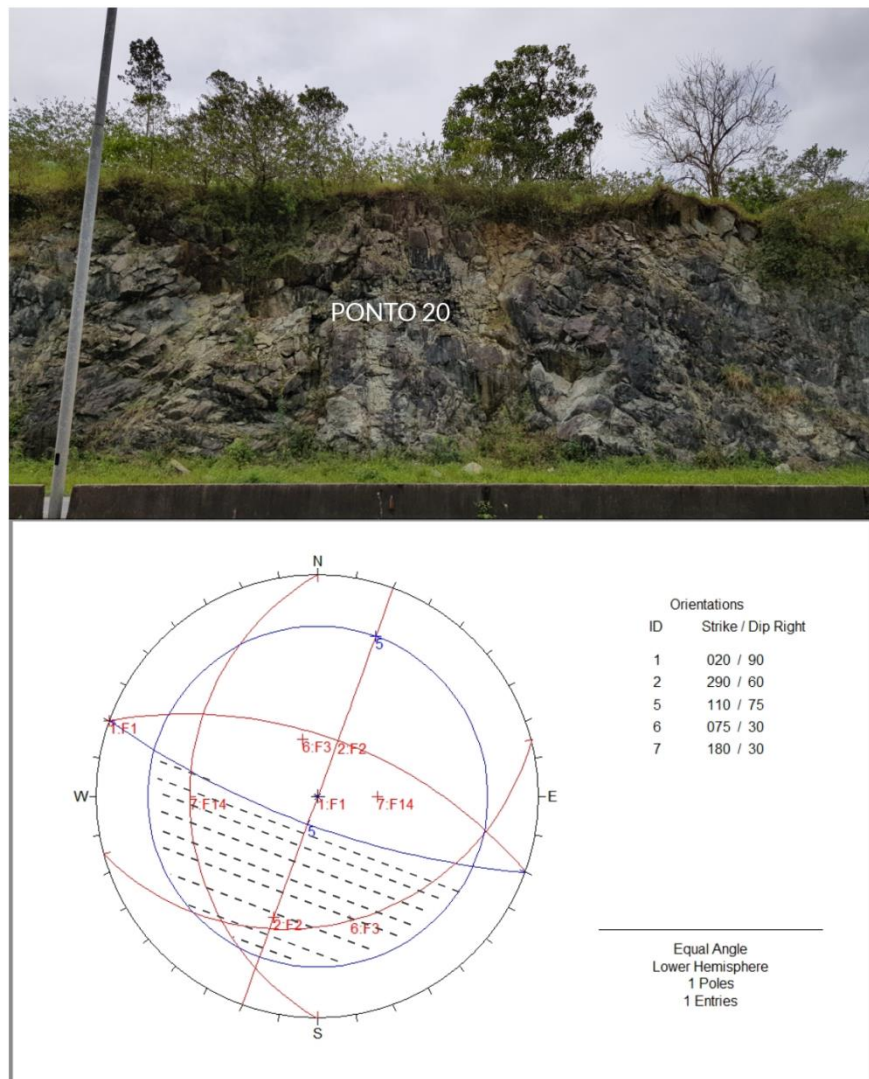
Fonte: Autora (2018).

O ponto apresenta grande fragmentação e o maciço é visivelmente de baixa qualidade, tornando provável o desprendimento de blocos. As juntas no ponto são bem abertas e este não apresenta blocos caídos.

5.4.20 Ponto 20

O ângulo de atrito de acordo com o RMR é de 15° . As principais famílias do ponto 20 são F1 (20/90), F2 (290/60), F3 (75/30) e F14 (180/30). Como no ponto 18 e 19, as famílias F1 e F3, assim como F3 e F14 formam cunhas com potencial de ruptura, como mostra a Figura 52.

Figura 52 - Foto e estereograma do ponto 20.



Fonte: Autora (2018).

Figura 53 – Detalhe do ponto 20.



Fonte: Autora (2018).

O maciço apresenta no ponto grande fragmentação e blocos bem definidos. O ponto apresenta juntas bem abertas e existem blocos de até aproximadamente 2m de aresta caídos no pé do talude, como mostra a Figura 53, confirmando que a região é instável.

É possível perceber que as informações coletadas em campo de forma visual sobre a estabilidade do talude condizem com as informações obtidas por meio da análise cinemática dos estereogramas.

5.5 ANÁLISE DE QUEDA DE BLOCOS DE ROCHA

Para a análise do software Rockfall o talude foi dividido em seções de geometria semelhante no que diz respeito à inclinação e altura do talude, distância da base do talude até o acostamento e dimensão do acostamento. Desta forma foram definidas 6 seções (S1, S2, S3, S4, S5 e S6) de forma a se ter uma representatividade do maciço como um todo, conforme mostrado na Figura 54.

Figura 54 - Seções para o programa Rockfall 6.1.



Fonte: adaptado de Google Maps (2018).

As geometrias das seções, apresentadas no apêndice B, foram extraídas das curvas de nível geradas pelo mapeamento do talude com o drone (apêndice C). Da base do talude até o início do acostamento a seção é composta por vegetação, após há a existência de uma valeta, e em seguida o acostamento.

De acordo com o estado da rocha foi definido um tipo de superfície para a face do talude dentro de cada seção. As propriedades de entrada das superfícies que compõem cada seção são descritas na Tabela 13. Estes dados foram adotados após consulta à projetistas de barreiras contra quedas de blocos de rocha, os quais tem se mostrado adequados para soluções desse tipo em problemas envolvendo rochas ígneas e metamórficas do litoral do país.

Tabela 13 - Parâmetros dos tipos de superfície.

	Nome da superfície	Rg	V%	Rh	V%	Dn	V%	Dt	V%	Rw	V%	Oa	Of
1	Rocha - superfície lisa	30	5	40	5	0,060	10	0,930	8	0,020	10	0,10	1,00
2	Rocha - superfície rugosa	30	5	40	5	0,060	10	0,930	8	0,050	15	0,20	2,00
3	Detritos de rocha cobertos - arborizado	25	0	35	0	0,050	15	0,900	10	0,080	15	0,50	1,00
4	Rocha com cobertura de solo fina	15	5	30	5	0,035	20	0,800	10	0,100	15	0,20	1,00

	Nome da superfície	Rg	V%	Rh	V%	Dn	V%	Dt	V%	Rw	V%	Oa	Of
5	Detritos de rocha com cobertura de solo fina	15	5	35	5	0,040	15	0,850	10	0,150	15	1,00	1,00
6	Solo residual - coberto de grama	15	5	30	5	0,030	10	0,750	10	0,120	15	0,10	1,00
7	Asfalto	25	10	36	10	0,060	10	0,960	5	0,050	10	0,02	1,00

Fonte: Autora (2018)

Para cada seção foram simulados no programa tamanhos de blocos prováveis de se desprenderem do talude de acordo com as observações feitas nos pontos e dimensões de blocos já caídos. O formato adotado para os blocos é esférico, com raio aproximado com base no volume dos blocos. A Tabela 14 e Tabela 15 mostram os parâmetros adotados para as análises no software.

Tabela 14 - Parâmetros fixos adotados para todas as seções

Densidade (t/m ³)	2,7
Número de blocos de rocha por simulação	100
Delta t (s)	0,020
Limite velocidade normal (m/s)	0,200
Limite velocidade tangencial (m/s)	0,200
Intervalo para envoltória (m)	0,20

Fonte: Autora (2018).

Tabela 15 – Parâmetros de entrada para o software.

	Seções					
	S1	S2	S3	S4	S5	S6
Tamanhos dos blocos (raio em metros)	R=0,15	R=0,30	R=0,20	R=0,15	R=0,20	R=0,20
	R=0,40	R=0,50	R=0,35	R=0,40	R=0,35	R=0,35
	R=0,60	R=0,70	R=0,50	R=0,60	R=0,50	R=0,50
	R=0,80	R=0,80	R=0,65	R=0,80	R=0,65	R=0,65
Tipo de superfície do talude (Tabela 13)	2	1	1	2	2	2
Coordenadas de início da trajetória do bloco (x em metros)	2,5±1,0	2,5±1,0	2,0±1,5	5,0±3,0	3,0±1,5	2,0±1,5

Fonte: Autora (2018).

Entre os resultados das simulações realizadas no software, os de maior interesse para este trabalho são a posição do bloco após a queda, a trajetória do mesmo e a energia com que este chega ao acostamento. Com esses resultados é possível definir a necessidade de um método de estabilização ou contenção.

Tabela 16 – Resumo dos resultados das simulações de queda de blocos de rocha.

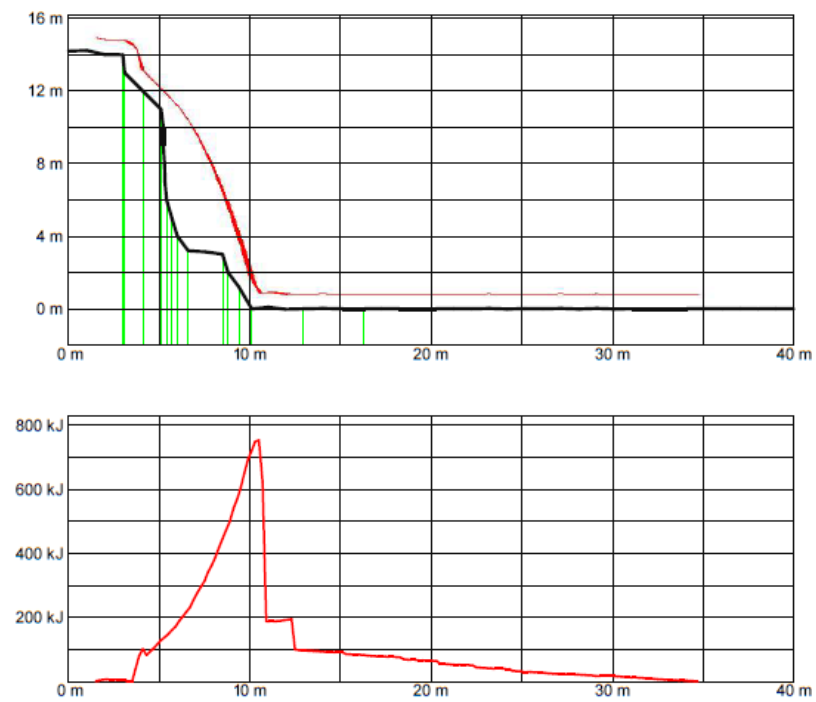
Seção	Distancia máxima que os blocos de rocha podem atingir a partir do pé do talude (m)	Energia máxima com a qual o bloco chega ao acostamento (KJ)
1	7,5	30
2	28	100
3	23	50
4	20	100
5	23	50
6	14	30

Fonte: Autora (2018)

De acordo com os resultados gerados pelas simulações no software, apêndice D, é possível perceber que para a seção 1 os blocos podem atingir o limite entre o acostamento e a rodovia com energia de 30 KJ. Nas seções 2, 3, 4, 5 e 6 os blocos podem atingir a rodovia e chegam ao acostamento com energias de 100 KJ, 50 KJ, 100 KJ, 50 KJ e 30 KJ respectivamente (Tabela 16).

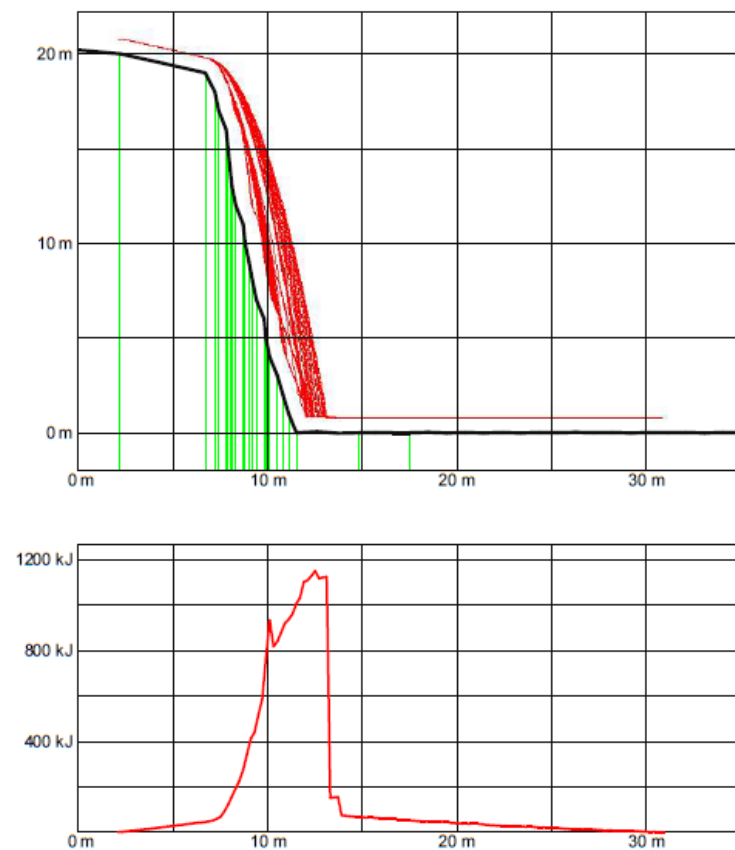
As seções mais críticas são as seções 2 e 4 devido a maior energia com a qual o bloco chega ao acostamento. Nota-se que o ponto 15 é caracterizado pela seção 2 e o ponto 16 pela seção 4, ambos são pontos críticos com histórico de quedas de bloco.

Figura 55 – Trajetória dos blocos e energia liberada durante a queda (seção 2)



Fonte: Autora (2018).

Figura 56 - Trajetória dos blocos e energia liberada durante a queda (seção 4)



Fonte: Autora (2018).

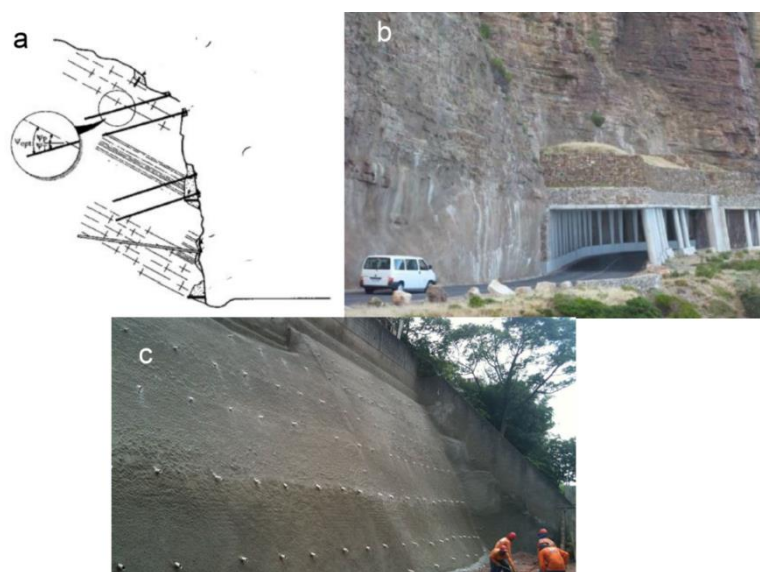
As Figura 55 e Figura 56 mostram as trajetórias dos blocos de rocha nas respectivas seções. Na seção 2 os blocos atingem aproximadamente 17 metros a partir do limite entre o acostamento e a pista de rolamento. Da mesma forma, na seção 4 os blocos atingem aproximadamente 13 metros a partir do do início da pista de rolamento.

5.6 NECESSIDADE DE ESTABILIZAÇÃO

As soluções para a estabilização de taludes têm como função combater o aumento das forças desestabilizadoras por meio do aumento das forças estabilizadoras. Os métodos de contenção trabalham de forma a impedir o deslizamento do talude ou amparar a queda de blocos soltos (OLIVEIRA, 2010).

Segundo Leite e Corthésy (2016), os métodos de estabilização ou captura de blocos podem ser classificados em três categorias: reforço, eliminação ou proteção. Na categoria de reforços as principais soluções são o uso de grampos e tirantes, muros ancorados, concreto projetado, contrafortes e drenagem do talude. A eliminação contempla o abatimento de blocos que apresentam risco à estabilidade e mudanças na geometria do talude. Entre os métodos de proteção existem os fossos, telas metálicas, barreiras de captação e abrigos.

Figura 57 – (a) sistema de ancoragem, (b) abrigo, (c) concreto projetado.



Fonte: Leite e Corthésy (2016, p. 148).

O uso de grampos funciona de maneira a unir os blocos de rocha e evitar que estes se desprendam do maciço. Os tirantes têm como princípio a modificação das forças normais e tangenciais que atuam sobre as superfícies potenciais de ruptura, como mostra a Figura 57 (a) (LEITE; CORTHÉSY, 2016).

Em casos onde o maciço apresenta grande fraturação é aconselhável o uso de muros ancorados ou concreto projetado, como ilustra a Figura 57 (c). Os muros ancorados são construídos de forma que o muro pressione o maciço reduzindo o risco de instabilidades. O concreto projetado, da mesma forma que o muro ancorado, tem por finalidade unir os blocos de pequenas dimensões do maciço (WYLLIE; MAH, 2005).

O sistema de drenagem funciona reduzindo as pressões intersticiais do maciço, reduzindo o risco de ruptura. É importante notar que o sistema de drenagem pode ou deve ser usado juntamente com outros métodos de estabilização (LEITE; CORTHÉSY, 2016).

Os fossos e abrigos e barreiras de contenção têm como objetivo evitar que os blocos de rocha atinjam a rodovia. Os fossos são escavações realizadas ao pé do talude para a captação dos blocos instáveis. Os abrigos são construções que recobrem a rodovia de forma a evitar que blocos atinjam as pessoas e veículos, conforme exemplifica a Figura 57 (b) (WYLLIE; MAH, 2005).

O método da remoção consiste na retirada de blocos potencialmente instáveis do talude. Esta técnica pode ser executada por meio de retaludamento do maciço, apartamento de blocos salientes por meio de explosões controladas, ou retirada de blocos de forma manual através de escaladas no talude (WYLLIE; MAH, 2005).

As telas metálicas grampeadas (Figura 58) consistem em um método de contenção e direcionamento de blocos soltos, a tela é colocada sobre a face do talude e fixada com grampos. Este método é adequado para a contenção de blocos de rochas pequenos. Caso seja necessário é possível reforçar o sistema com uma camada de concreto projetado. É importante haver constante manutenção nas telas e eventualmente a retirada dos blocos acumulados (OLIVEIRA, 2010).

Figura 58 – Tela metálica.



Fonte: Leite e Corthésy (2016, p. 148).

Normalmente as telas metálicas são compostas por arames de alta resistência com dupla ou tripla torção. Por vezes, para dar maior resistência e rigidez ao sistema são usados cabos de aço, colocados longitudinalmente ou transversalmente, junto à tela. Esta solução promove ligeira compressão do maciço de forma a evitar a descompressão do mesmo e reduzir o número os blocos instáveis (OLIVEIRA, 2010).

Entre os métodos de estabilização disponíveis os mais adequados ao talude estudado são: uso de tela metálica grampeada, remoção de blocos potencialmente instáveis ou implementação de barreiras de contenção.

A Tabela 17 apresenta os pontos onde se faz necessário o uso de telas grampeadas ou barreiras de contenção. Para o caso de implementação de barreiras no início do acostamento (entre vegetação e valeta), estas devem ter capacidade para absorver a energia com que os blocos chegam a barreira.

Tabela 17 – Pontos que requerem o uso telas grampeadas ou barreiras de contenção.

Seção	Pontos	Energia máxima com a qual o bloco chega ao acostamento (KJ)
1	4	30
	5	
	7	
	8	
2	15	100
3	9	50
	10	
	11	
	12	
	13	
	14	
4	16	100
5	18	50
	19	
	20	
6	17	30

Fonte: Autora (2018)

A seção 1, representativa dos pontos 1, 2, 3, 4, 5, 7 e 8, de acordo com as simulações realizadas no software Rockfall 6.1, apresenta possibilidade de quedas de bloco no limite entre o acostamento e a rodovia. De acordo com a análise cinemática, entre os pontos que compõem a seção o ponto 1 e 2 não requerem estabilização pois o maciço apresenta boa qualidade no local. No ponto 3 existem alguns blocos visivelmente soltos que necessitam ser removidos. Nos pontos 4, 5, 7 e 8, devido a maior fragmentação do maciço, sugere-se a instalação de telas grampeadas ou barreiras de contenção.

Na seção 2, onde se encontram os pontos 6 e 15, existe risco de blocos de rocha atingirem a rodovia. No ponto 6 existem alguns blocos que precisam ser retitados, porém como o maciço não apresenta grande fragmentação no local não se faz necessária a instalação de telas. No ponto 15 o maciço apresenta grande

fragmentação e blocos soltos, desta forma recomenda-se a retirada dos blocos soltos, e instalação de tela grampeada ou barreiras de contenção.

A seção 3, composta pelos pontos 9, 10, 11, 12, 13 e 14, apresenta risco de queda de blocos na rodovia. Todos os pontos da região apresentam potencial instabilidade e possuem grande fragmentação quando comparados aos pontos 1, 2 e 3, portanto é recomendável a instalação de telas grampeadas ou barreiras de contenção.

Na seção 4 se encontra o ponto 16, o qual pelas observações realizadas em campo é crítico, pois apresenta blocos de rocha já caídos. De acordo com as simulações realizadas no software os blocos podem vir a atingir a rodovia, portanto é recomendável a instalação de talas grampeadas ou barreiras de contenção. O ponto apresenta grande fragmentação e muitos blocos visivelmente soltos.

Compostas pelos pontos 17, 18, 19 e 20, as seções 5 e 6, apresentam risco de queda de blocos na rodovia. Todos estes pontos, de acordo com a análise cinemática, apresentam potencial de instabilidade e grande fragmentação do maciço, sendo recomendável a instalação de telas grampeadas ou barreiras de contenção.

6 CONCLUSÃO

É de extrema importância a estabilidade de taludes rochosos adjacentes a obras de engenharia como rodovias, caso em que instabilidades podem ter elevados custos financeiros e colocar em risco a vida humana. O objetivo deste trabalho foi a realização da caracterização e análise de estabilidade dos taludes rochosos da rodovia João Batista Sérgio Murad, que dá acesso ao município de Penha, em Santa Catarina.

As seguintes etapas foram realizadas durante este trabalho: levantamentos em campo, ensaio em laboratório (PLT), classificação do maciço, análise de queda de blocos de rocha pela análise cinemática, análise da trajetória de queda dos blocos e necessidade de estabilização.

Os taludes rochosos estudados são formados por gnaisses tendo sido mapeadas 16 diferentes descontinuidades ou famílias de descontinuidades. A família mais persistente foi F2, aparecendo na maior parte dos pontos do talude. As famílias de descontinuidade apresentam desde juntas fechadas até juntas muito abertas ou preenchidas com gouge. Foi notada a presença de pequenas quantidades de água em alguns locais do talude, portanto, para as classificações o mesmo foi considerado como úmido.

Foram mapeados e analisados 20 pontos nos dois taludes (ambas as margens da via). Cada ponto foi classificado de acordo com os sistemas Q, RMR e GSI. Considerando os dados estimados o maciço apresentou qualidade muito pobre a razoável nas classificações Q e RMR.

Para cada ponto analisado foi montado o estereograma e realizada a análise cinemática para identificar os locais com potencial de ruptura. Entre os pontos analisados todos apresentam potencial de ruptura, porém os pontos 1 e 2 possuem qualidade razoável do maciço, reduzindo a chance de desprendimentos de blocos. Os demais pontos apresentam potencial para a queda de blocos.

Os taludes foram separados em 6 seções para simulação de quedas de blocos de rocha. Foram simulados no software Rockfall 6.1 a queda de 4 tamanhos

diferentes de blocos para cada seção. O tamanho dos blocos foi definido de acordo com os blocos formados pelas descontinuidades presentes nos pontos que cada seção engloba.

A seção 1 apresentou blocos que atingiam o limite entre o acostamento e a rodovia, e as demais seções indicaram risco de queda de blocos na rodovia. Desta forma é possível perceber que todos os pontos analisados precisam de medidas de estabilização/contenção. Os pontos 3, 6 e 15 possuem blocos que precisam ser retirados do talude, e nos pontos 4, 5, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19 e 20 faz-se necessária a instalação de telas metálicas grampeadas para a contenção de blocos ou o uso de barreiras protetoras capazes de absorver a energia com a qual o bloco chega ao acostamento.

É possível perceber que as análises realizadas são compatíveis com as observações realizadas em campo, principalmente no que diz respeito à estabilidade e blocos de rocha já caídos ao longo do acostamento.

Fica como sugestão para trabalhos futuros a realização do dimensionamento e comparativo dos sistemas de contenção adequados aos taludes estudados.

REFERÊNCIAS

AMERICAN SOCIETY FOR TESTING MATERIALS. **D5731 - 95**: Standard test method for determination of the point load strength index of rock. 7p. 1995.

Disponível em: <

<https://fenix.ciencias.ulisboa.pt/downloadFile/844562369085595/D5731%20Point%20Load%20Strength.pdf>>. Acesso em: 13 out. 2018.

BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J.. Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. **Rock Mechanics**, [s. l.], v. 4, n. 6, p.189-236, 31 ago. 1974. Disponível em:

<https://www.researchgate.net/publication/226039636_Engineering_Classification_of_Rock_Masses_for_the_Design_of_Tunnel_Support>. Acesso em: 8 ago. 2018.

BIENIAWSKI, Z. T. **Engineering rock mass classifications**: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. Toronto: Wiley, 1989.

BLYTH, F. G. H.; FREITAS, M. H. de. **A geology for engineers**. 7. ed. Oxford: Elsevier, 1984.

BORRERO, F. et al. **Earth science**: Geology, the environment, and the universe. Columbus: Glencoe Science, 2008.

BRADY, B. H. G.; BROWN, E. T. **Rock mechanics for underground mining**. 3. ed. Dordrecht: Kluwer Academic Publishers, 2004.

DEERE, D. U. et al. Design of surface and near-surface construction in rock: failure and breakage of rock. **Society of mining engineers of AIME**, New York, p.237-302, 1967.

DEERE, D. U.; DEERE, D. W. Rock quality designation (RQD) after twenty years. Vicksburg: US Army Corps of Engineers, 1989. 67 p. Disponível em: <

http://www.dot.ca.gov/hq/esc/geotech/references/Rockfall_References/15_Deere_RQD_after_20_yrs.pdf>. Acesso em: 2 out. 2018.

DEERE, D. U.; DEERE, D. W. The rock quality designation (RQD) Index in practice. **American society for testing and materials**, Philadelphia, p.91-101, 1988. Disponível em:

<[https://web.mst.edu/~rogersda/umrcourses/ge341/The%20Rock%20Quality%20Designation%20\(RQD\)%20in%20Practice.pdf](https://web.mst.edu/~rogersda/umrcourses/ge341/The%20Rock%20Quality%20Designation%20(RQD)%20in%20Practice.pdf)>. Acesso em: 15 out. 2018.

FERNANDES, G. **Caracterização geológico - geotécnica e propostas de estabilização da encosta do morro do curral – centro de artes e convenções de ouro preto**. 2000. 136 f. Dissertação (pós-graduação) - Curso de Engenharia Civil, Departamento de Engenharia Civil, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2000. Disponível em: <<http://www.repositorio.ufop.br/handle/123456789/6561>>. Acesso em: 09 jun. 2018.

GIANI, G. P. **Rock slope stability analysis**. Rotterdam: A.A. Balkema, 1992.

GIL, A. C. **Como elaborar projetos de pesquisas**. 4. ed. São Paulo: Atlas, 2002.

GOBBI, F. **Estudo do comportamento geomecânico de rochas efusivas da formação serra geral e sua aplicação na modelagem numérica de túneis**. 2011. 337 f. Tese (Doutorado) - Curso de Engenharia Civil, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2011. Disponível em: <<https://lume.ufrgs.br/handle/10183/70904>>. Acesso em: 20 nov. 2018.

HARTMANN, L. A. Geoquímica de terras raras e geotermobarometria de granulitos de Dom Pedrito e Luis Alves, no extremo sul do Brasil. **Geochimica Brasiliensis**, [s. l.], v. 1, n. 2, p.1-14, 1988. Disponível em: <<http://geobrasiliensis.emnuvens.com.br/geobrasiliensis/article/view/12/pdf>>. Acesso em: 11 nov. 2018.

HERGET, G.. **Stresses in rock**. Ottawa: A.A. Balkema, 1988.

HOEK, E. Strength of rock and rock masses. **ISRM News Journal**, [s. l.], p. 4-16. 1994.

HOEK, E. **Practical rock engineering**. [s. l.; s. d.].

HOEK, E.; BRAY, J. D. **Rock slope engineering**. 3. ed. New York: Taylor & Francis, 1981.

HOEK, E.; CARRANZA-TORRES, C.; CORKUM, B. Hoek-Brown failure criterion. In: **NARMS-TAC Conference**, 2002, Toronto. Anais... p.267-263. Disponível em: <https://www.rocscience.com/help/rocddata/pdf_files/theory/Hoek-Brown_Failure_Criterion-2002_Edition.pdf>. Acesso em: 05 jun. 2018.

HOEK, E.; KAISER, P. K.; BAWDEN, W. F.. **Support of underground excavations in hard rock**. Rotterdam: A.A. Balkema, 1995.

HUDSON, J. A.; HARRISON, J. P. **Engineering rock mechanics: an introduction to the principles**. Kidlington: Pergamon, 1997.

HUNT, R. E. **Characteristics of geologic materials and formations: A field guide for geotechnical engineers**. Boca Raton: Crc Press, 2007.

JAEGER, J. C.; COOK, N. G.w.; ZIMMERMAN, W. **Fundamentals of rock mechanics**. 4. ed. Oxford: Blackwell Publishing, 2007.

KLICHE, C. A. **Rock slope stability**. 2. ed. Englewood, Co: Society For Mining, Metallurgy & Exploration (SME), 2018.

LEITE, M. H.; CORTHÉSY, R. **Mécanique des roches en génie civil**. Notes de Cours. 326 p. Polytechnique Montréal, 2016.

MARINOS, P.; HOEK, E. GSI: A Geologically Friendly Tool for Rock Mass Strength Estimation. In: **International Conference on Geotechnical and Geological Engineering**, 2000, Melbourne. GeoEng 2000. 1422-1446.

MARK, J.; CROWFORD, M. S. **Physical geology**. Lincoln: Cliffs Notes, 1998.

MCLEAN, A. C.; GRIBBLE, C. D. **Geology for civil engineers**. 2. ed. London: E. & F.n. Spon, 1985.

MILNE, D.; HADJIGEORGIOU, J.; PAKALNIS, R. Rock mass characterization for underground hard rock mines. **Tunnelling and underground space technology**, [s.l.], v. 13, n. 4, p.383-391, 1998.

OLIVEIRA, N. C. D. **SOLUÇÕES PARA A ESTABILIZAÇÃO DE TALUDES EM LINHAS FÉRREAS**. 2010. 104 f. Dissertação (Mestrado) - Curso de Engenharia Civil, Faculdade de Engenharia Universidade do Porto, Porto, 2010. Disponível em: <<https://repositorio-aberto.up.pt/bitstream/10216/61468/1/000148289.pdf>>. Acesso em: 19 nov. 2018.

PALMSTROM, A. **Characterization of jointing density and the quality of rock masses**. Norway: A.B. Berdal, 1974.

PARISEAU, W. G. **Design analysis in rock mechanics**. 3. ed. Leiden: Crc Press, 2017.

PENG, S.; ZHANG, J. **Engineering geology for underground rocks**. Berlin: Springer, 2007.

READ, J.; STACEY, P. **Guidelines for open pit slope design**. [s. L.]: Crc Press, 2009. 510 p.

SCHEIBE, L. F. A. A geologia de Santa Catarina: sinopse provisória. **Geosul**, 1986.

SPANG, R. M. et al. **Rockfall**. Version 6.1. Westfalen: [s.n.], 2001.

THOMPSON, G. R.; TURK, J. **Introduction to physical geology**. 2. ed. Pacific Grove: Brooks Cole, 1997.

WALTHAM, T. **Foundations of engineering geology**. 3. ed. Abingdon: Spon Press, 2009.

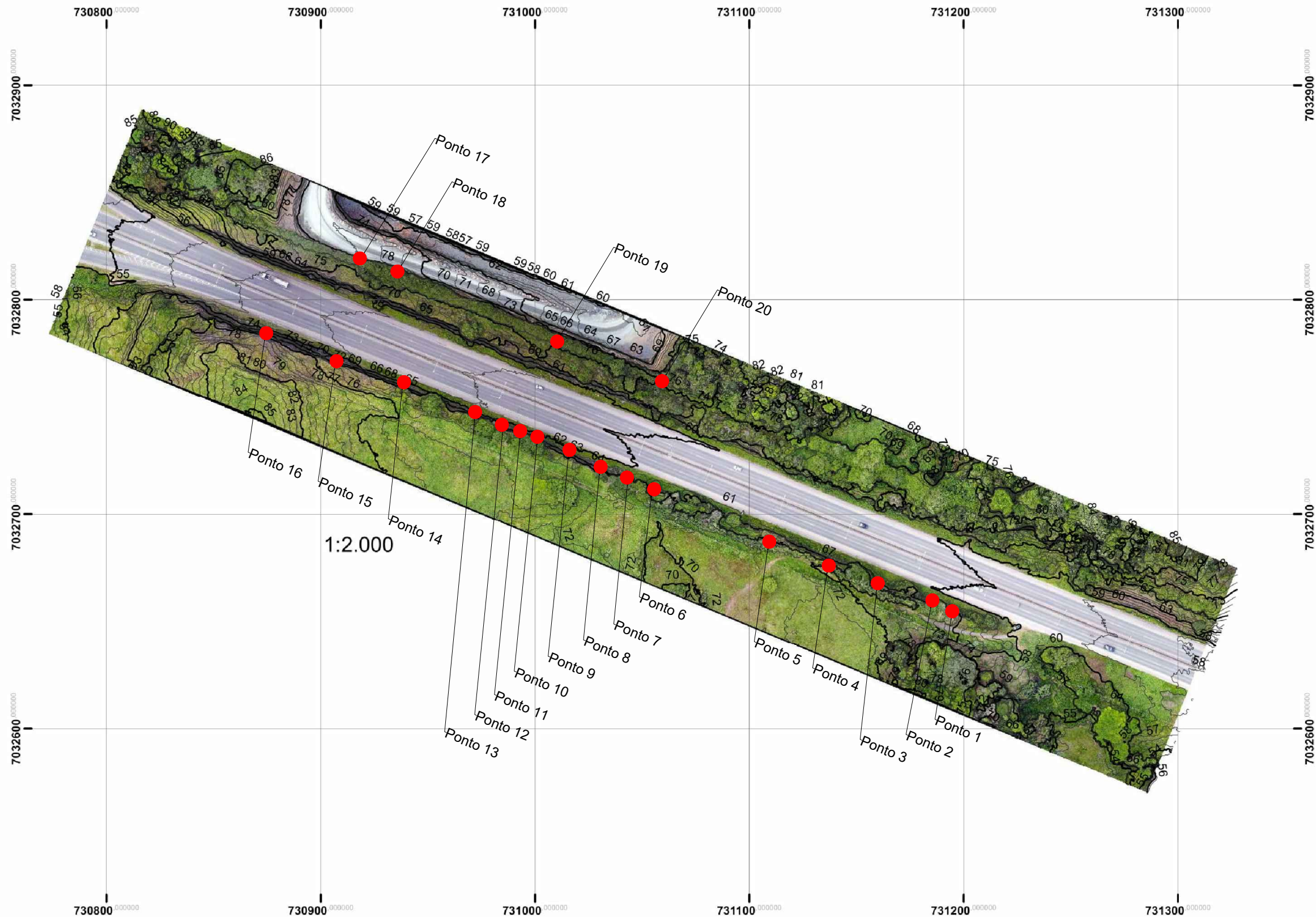
WILDNER, W. et al. **Mapa geológico do estado de Santa Catarina**. Porto Alegre: CPRM, 2014. Escala 1:500.000. Programa de Geologia do Brasil. Subprograma de Cartografia Geológica Regional.

WYLLIE, D. C.; MAH, C. W. **Rock slope engineering: civil and mining**. 4. ed. New York: Spon Press, 2005.

YIN, R. K. **Estudo de caso: planejamento e métodos**. 5. ed. Porto Alegre: Bookman, 2015.

ZHANG, L. **Engineering properties of rocks**. 4. ed. Lexington: Elsevier Science, 2005. 290 p.

APÊNDICE A - Localização dos pontos no talude.



APÊNDICE A - Localização dos pontos no talude.

TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO DE ENGENHARIA CIVIL DE INFRAESTRUTURA

TEMA:
CARACTERIZAÇÃO E ANÁLISE DE ESTABILIDADE DOS TALUDES ROCHOSOS DA RODOVIA DE ACESSO AO MUNICÍPIO DE PENHA

UNIVERSIDADE FEDERAL DE SANTA CATARINA - UFSC

AUTOR:
EDUARDA WENTLAND DOS PASSOS

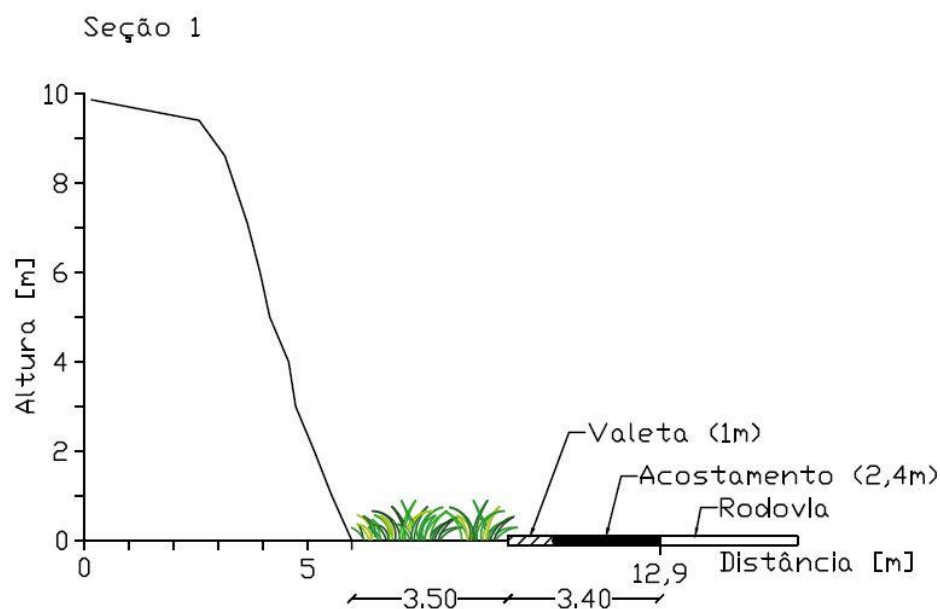
ESCALA 1:2000

DATA: NOVEMBRO DE 2018

A3 1/2

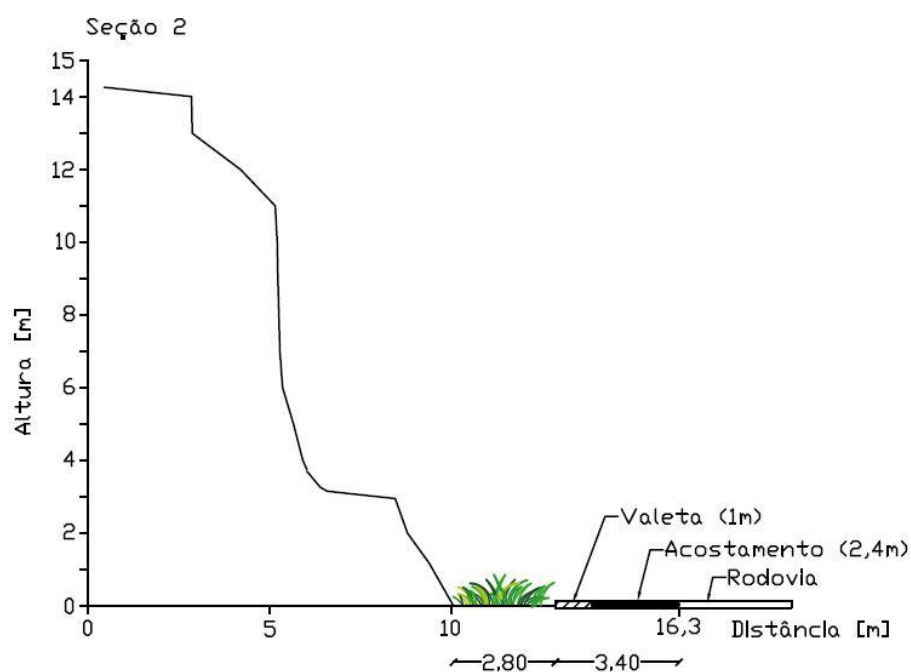
APÊNDICE B – Seções transversais do talude.

S1:



Sem escala

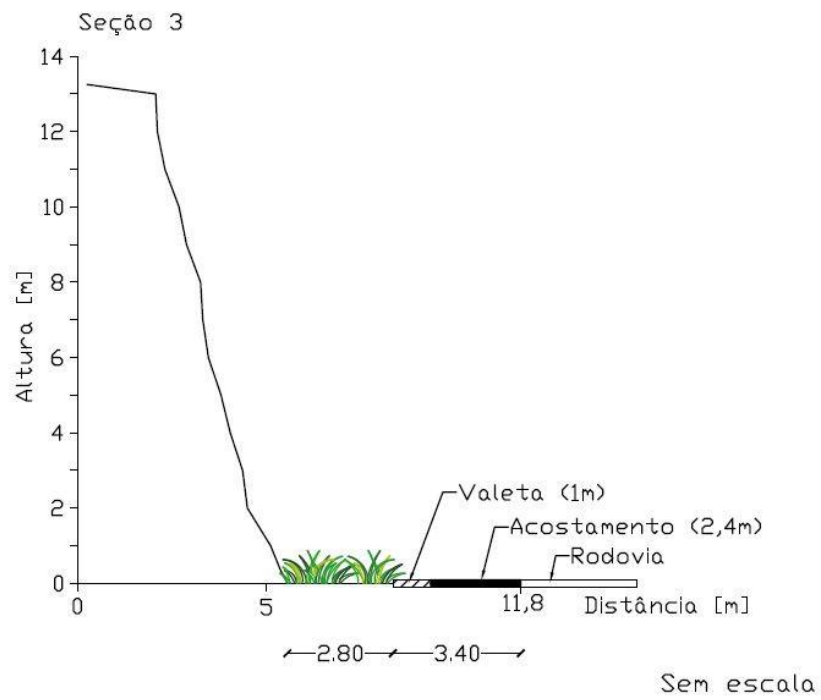
S2:



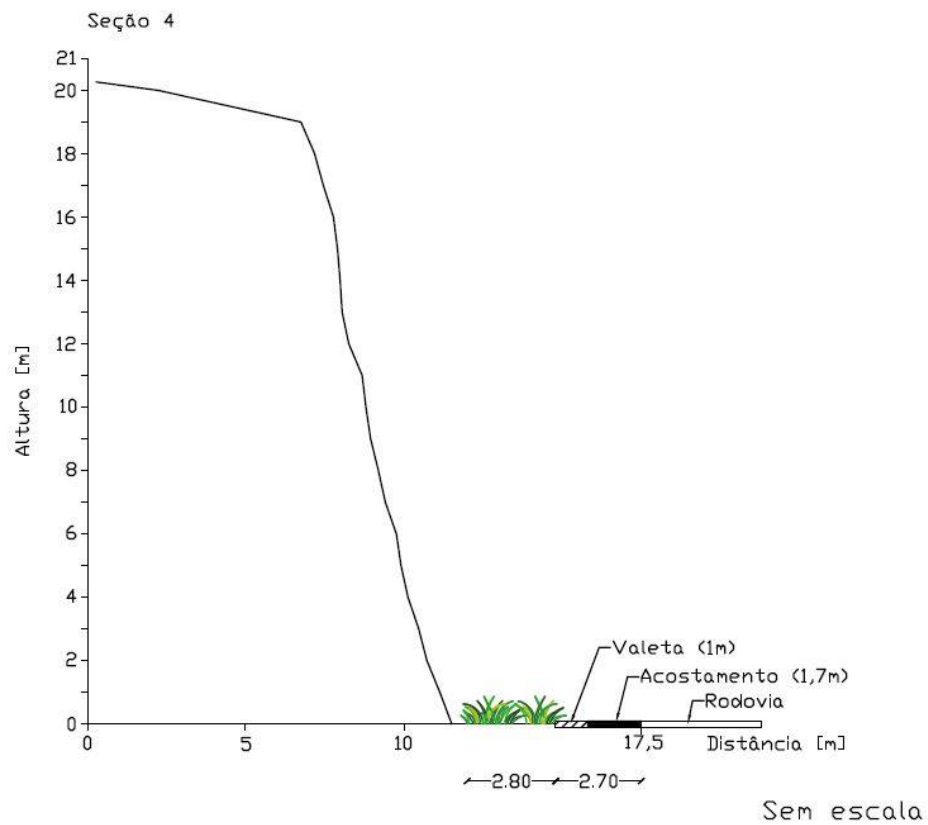
Sem escala

Fonte: Autora (2018).

S3:

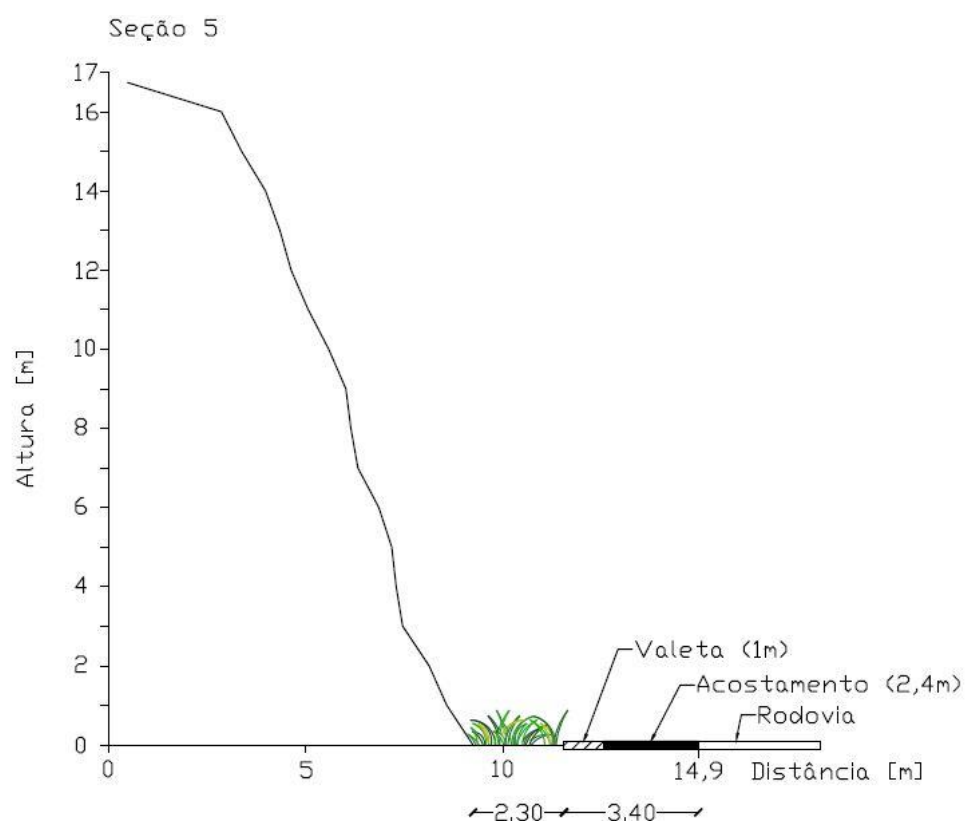


S4:



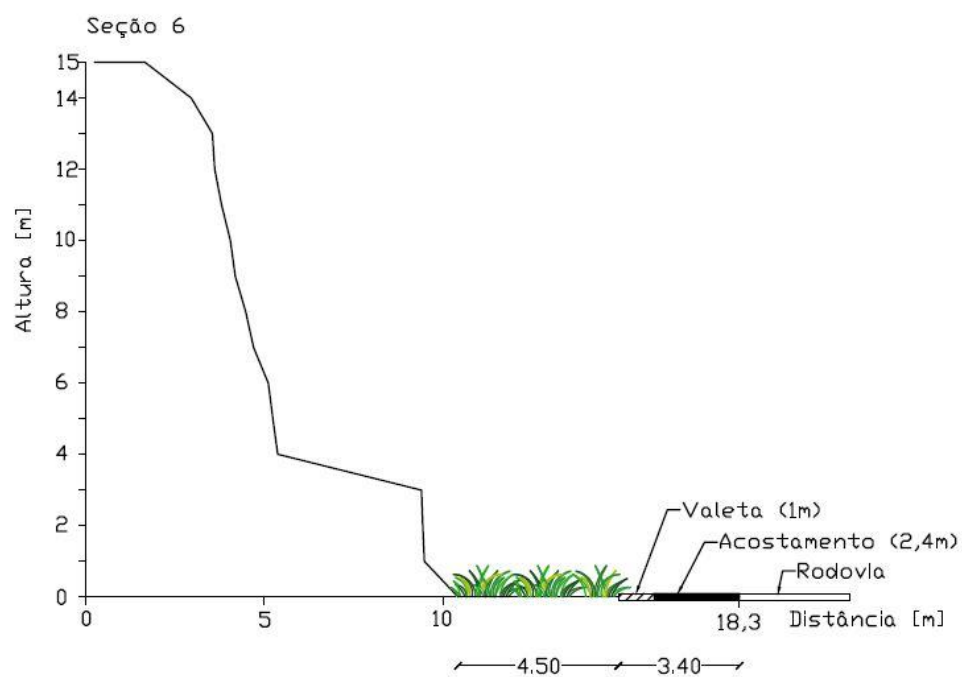
Fonte: Autora (2018).

S5:



Sem escala

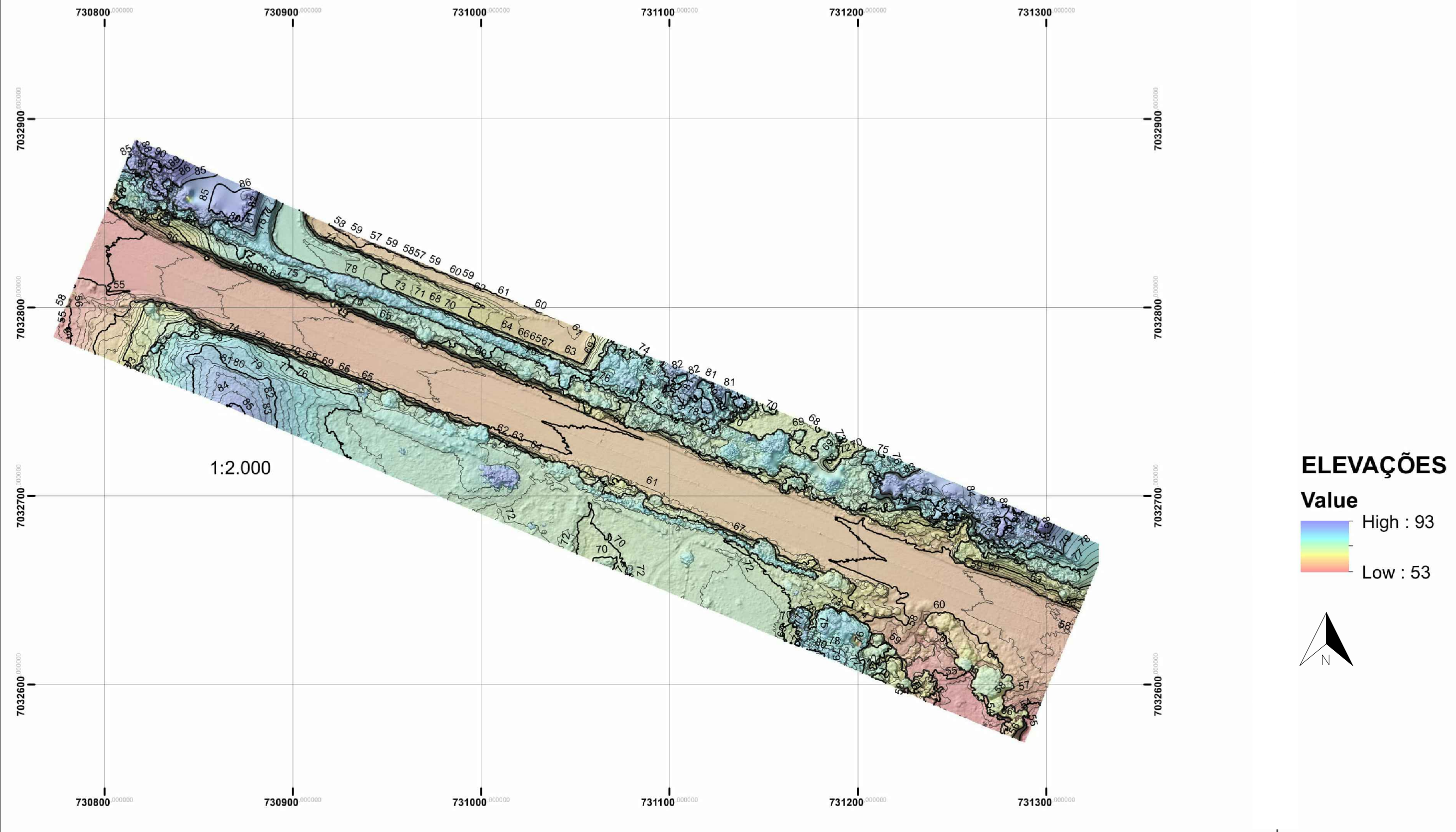
S6:



Sem escala

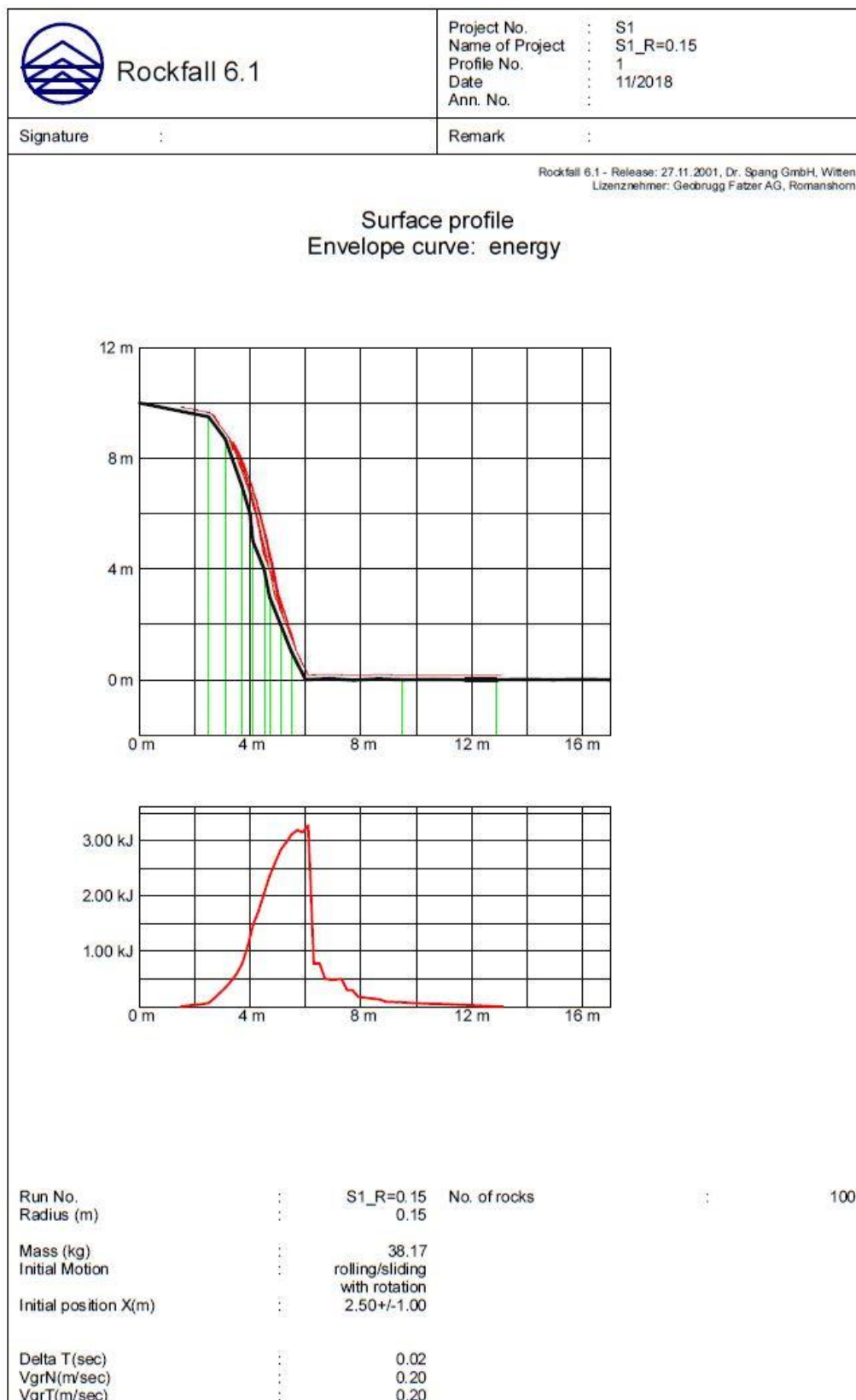
Fonte: Autora (2018).

APÊNDICE C - Curvas de nível do talude a cada 1m.



APÊNDICE C - Curvas de nível do talude a cada 1m.		
TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO DE ENGENHARIA CIVIL DE INFRAESTRUTURA		
TEMA: CARACTERIZAÇÃO E ANÁLISE DE ESTABILIDADE DOS TALUDES ROCHOSOS DA RODOVIA DE ACESSO AO MUNICÍPIO DE PENHA		
UNIVERSIDADE FEDERAL DE SANTA CATARINA - UFSC		AUTOR: EDUARDA WENTLAND DOS PASSOS
ESCALA 1:2000	DATA: NOVEMBRO DE 2018	A3 2/2

APÊNDICE D – Resultado das simulações no software rockfall.





Rockfall 6.1

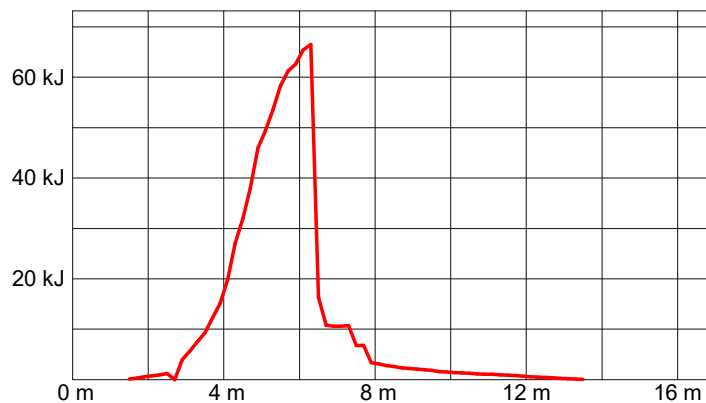
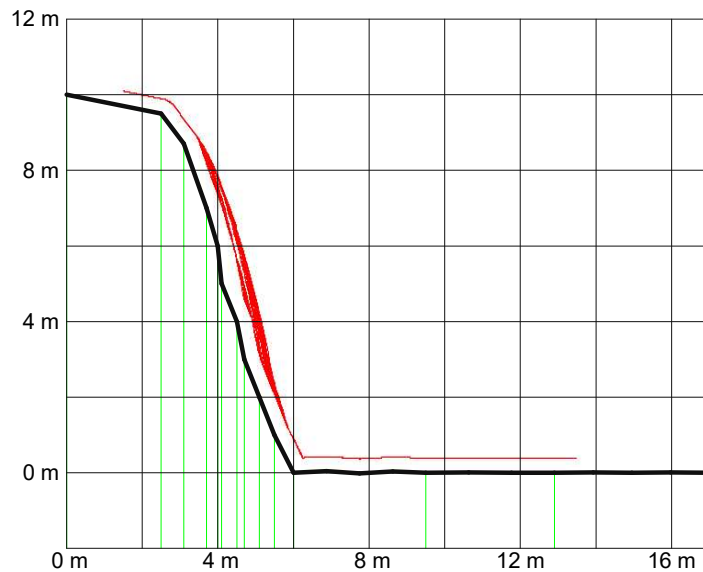
Project No. : S1
Name of Project : S1_R=0.40
Profile No. : 1
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobrug Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S1_R=0.40	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.40			
Mass (kg)	:	723.82			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.50+/-1.00			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

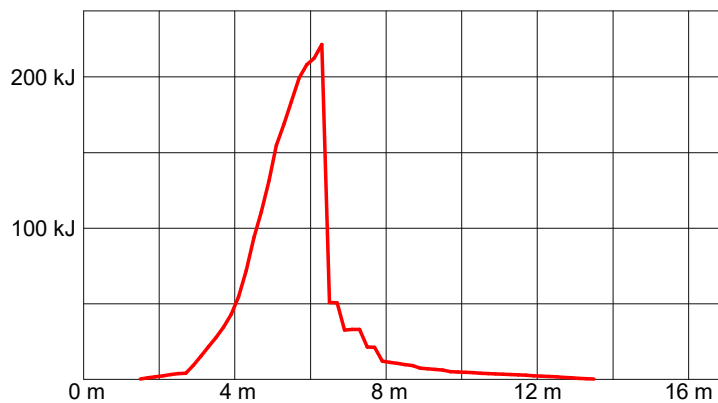
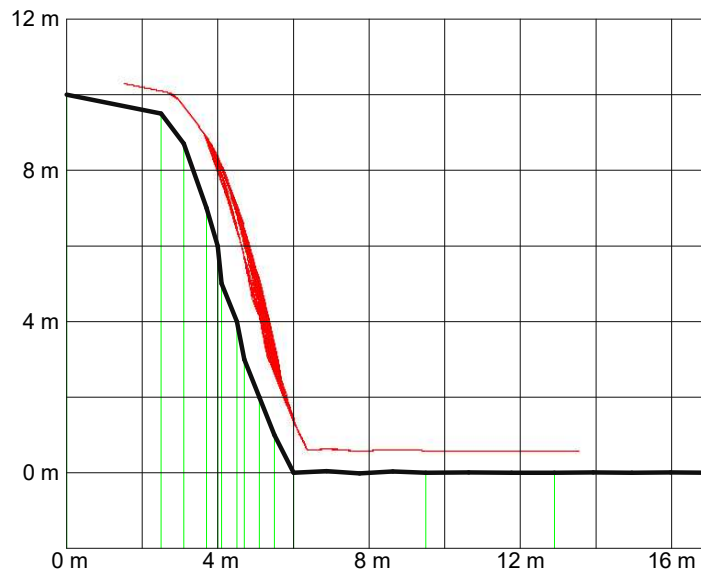
Project No. : S1
Name of Project : S1_R=0.60
Profile No. : 1
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobrugg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S1_R=0.60	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.60			
Mass (kg)	:	2442.90			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.50+/-1.00			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

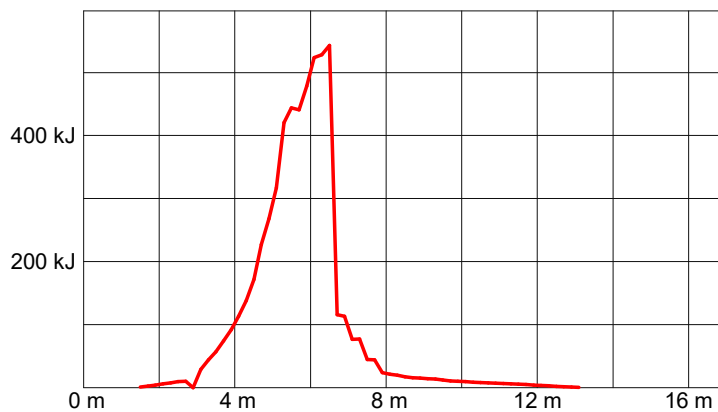
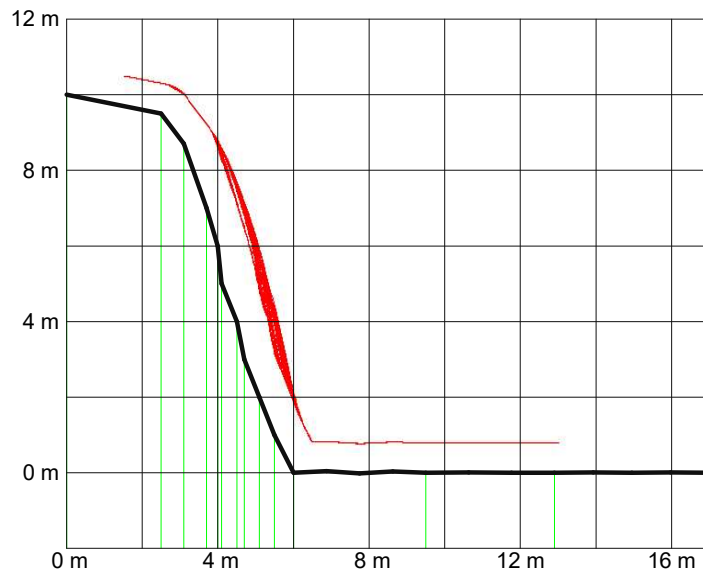
Project No. : S1
Name of Project : S1_R=0.80
Profile No. : 1
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobrug Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S1_R=0.80	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.80			
Mass (kg)	:	5790.58			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.50+/-1.00			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

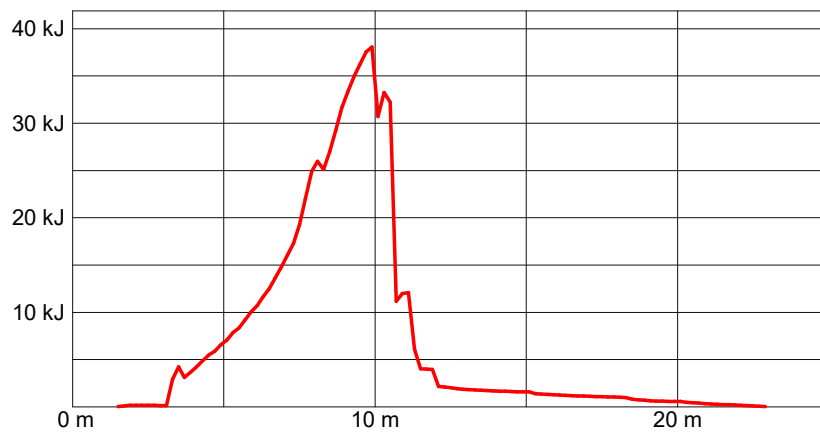
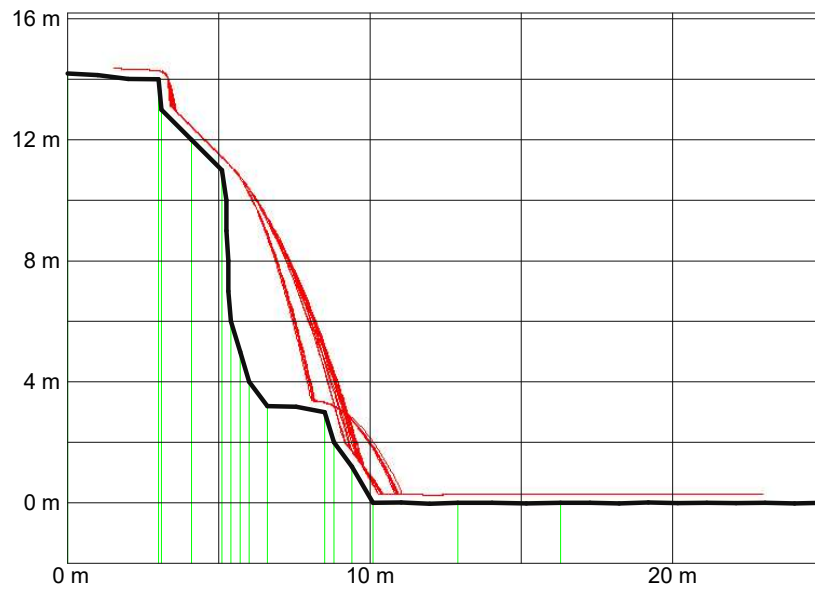
Project No. : S2
Name of Project : S2_R=0.30
Profile No. : 2
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobru gg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S2_R=0.30	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.30			
Mass (kg)	:	305.36			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.50+/-1.00			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

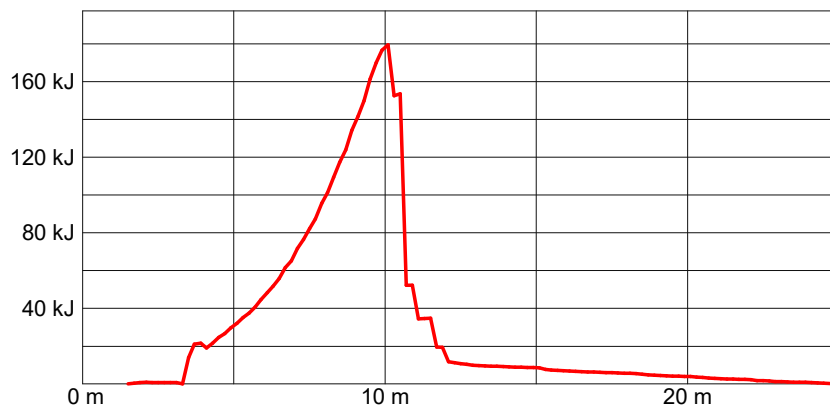
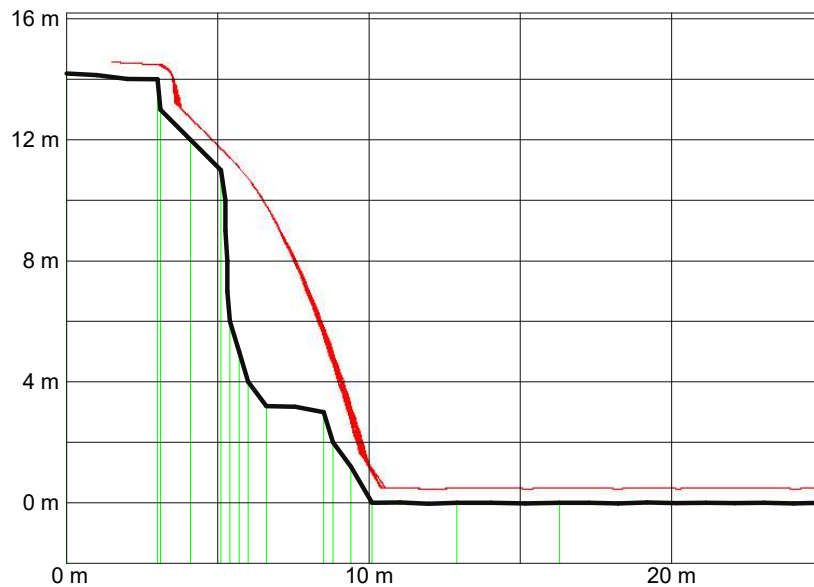
Project No. : S2
Name of Project : S2_R=0.50
Profile No. : 2
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobruigg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S2_R=0.50	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.50			
Mass (kg)	:	1413.72			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.50+/-1.00			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

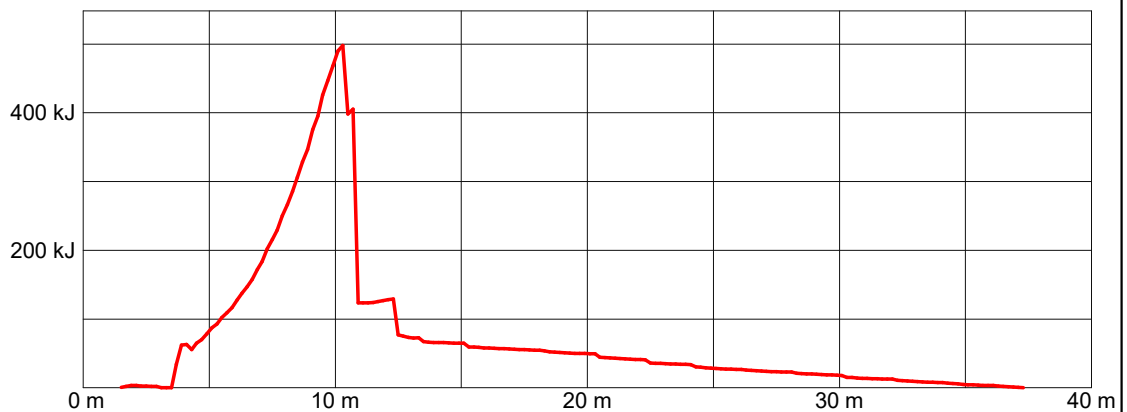
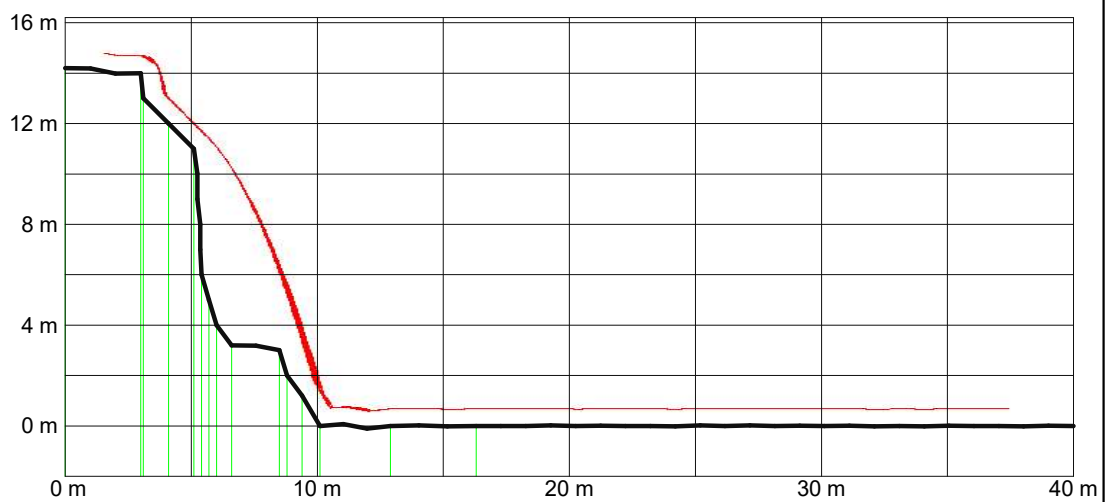
Project No. : S2
Name of Project : S2_R=0.70
Profile No. : 2
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobruigg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S2_R=0.70	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.70			
Mass (kg)	:	3879.24			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.50+/-1.00			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

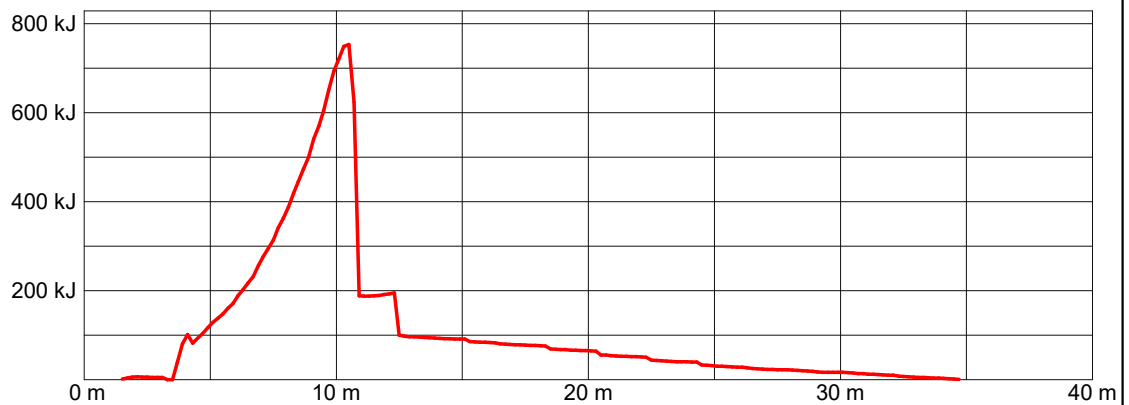
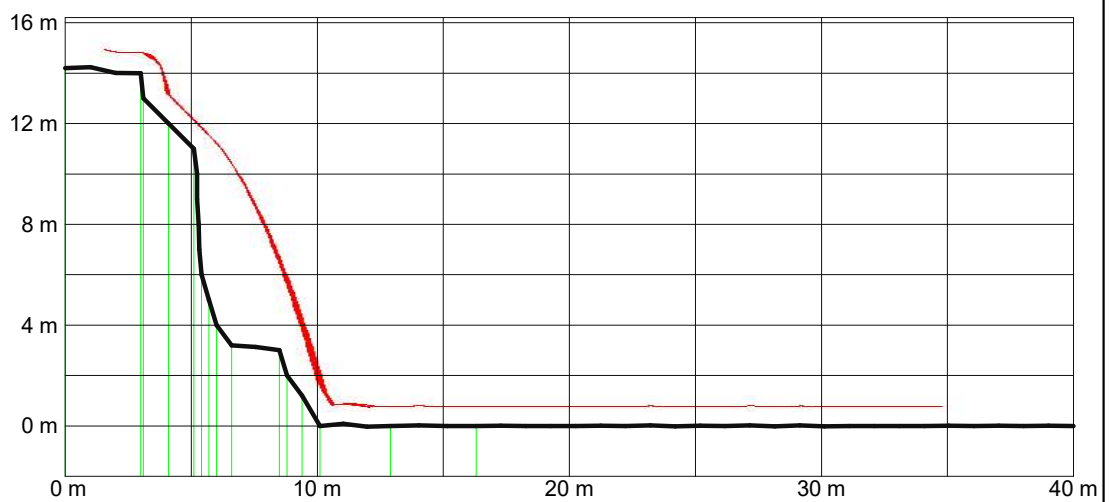
Project No. : S2
Name of Project : S2_R=0.80
Profile No. : 2
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobruigg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S2_R=0.80	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.80			
Mass (kg)	:	5790.58			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.50+/-1.00			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

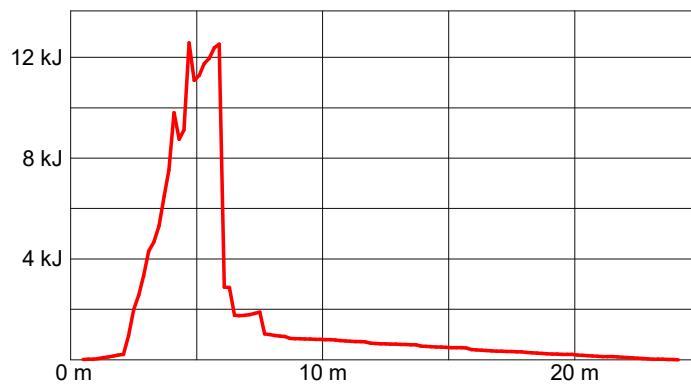
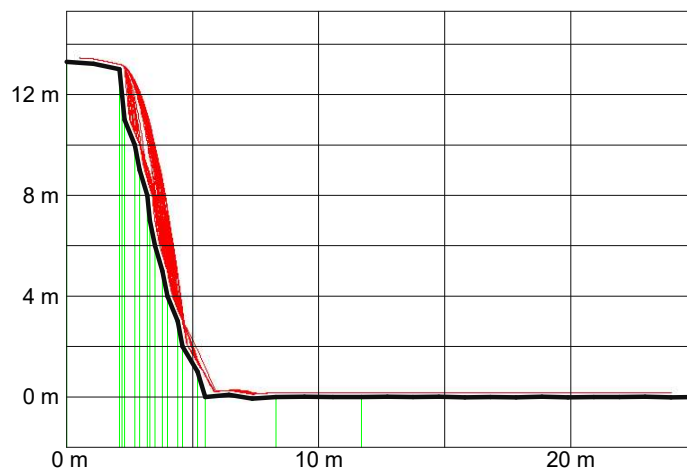
Project No. : S3
Name of Project : S3_R=0.20
Profile No. : 3
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobruigg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S3_R=0.20	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.20			
Mass (kg)	:	90.48			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

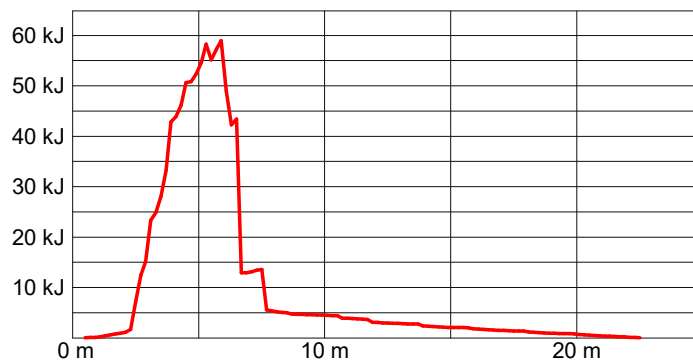
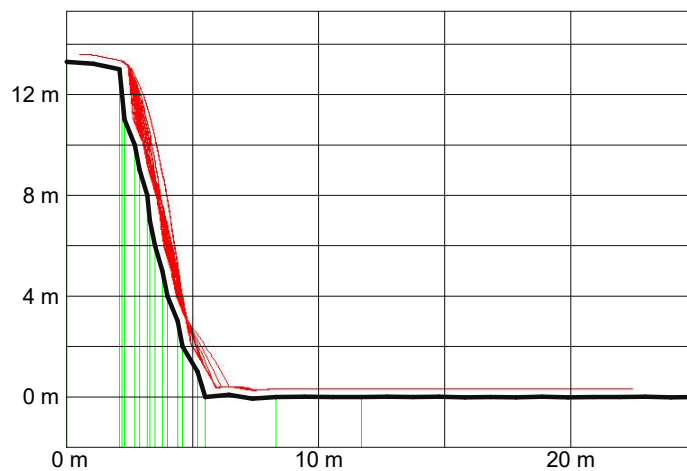
Project No. : S3
Name of Project : S3_R=0.35
Profile No. : 3
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobruigg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S3_R=0.35	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.35			
Mass (kg)	:	484.90			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

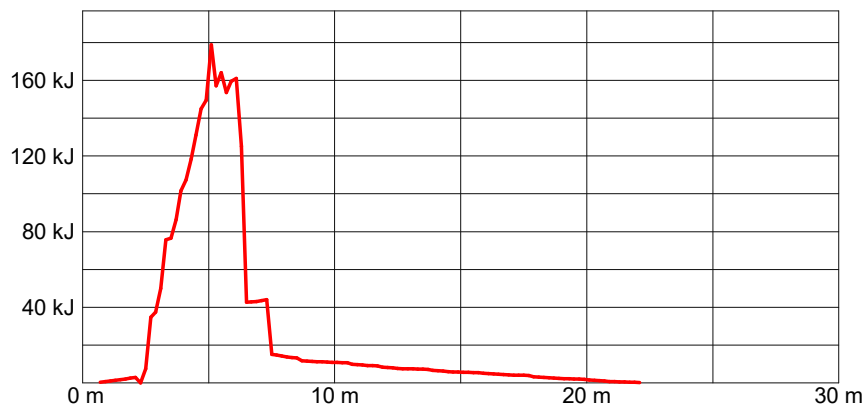
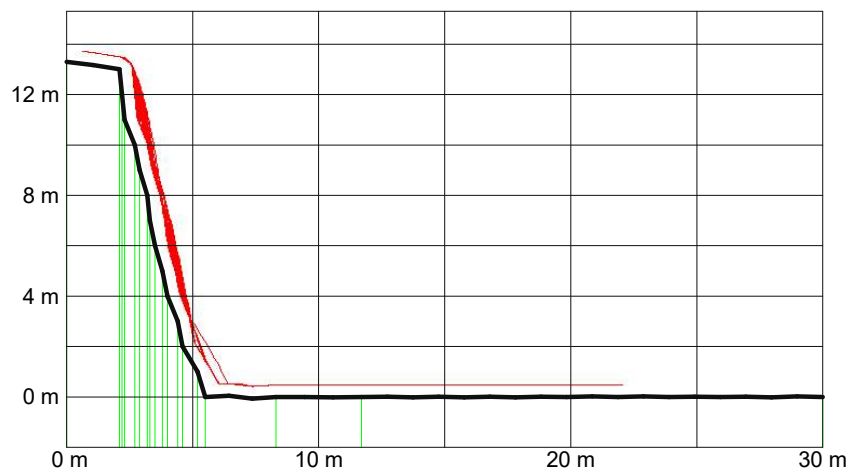
Project No. : S3
Name of Project : S3_R=0.5
Profile No. : 3
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobrugg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S3_R=0.5	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.50			
Mass (kg)	:	1413.72			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

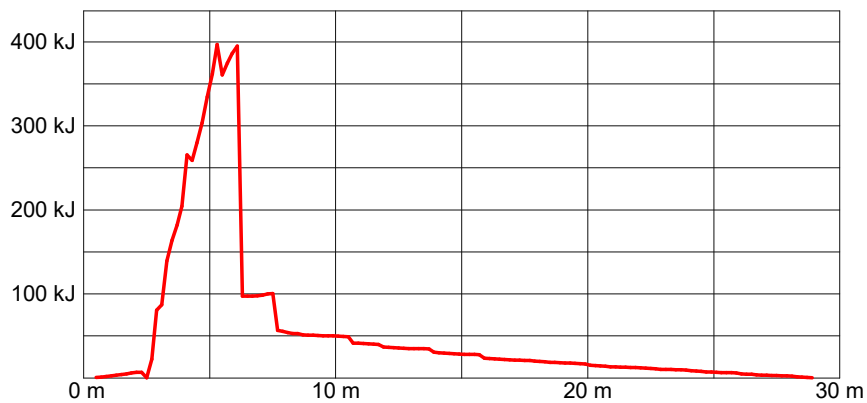
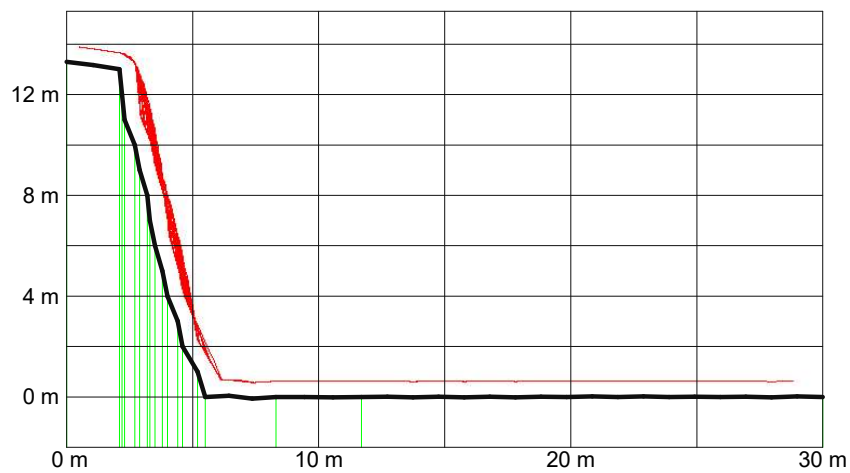
Project No. : S3
Name of Project : S3_R=0.65
Profile No. : 3
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobrugg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S3_R=0.65	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.65			
Mass (kg)	:	3105.94			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

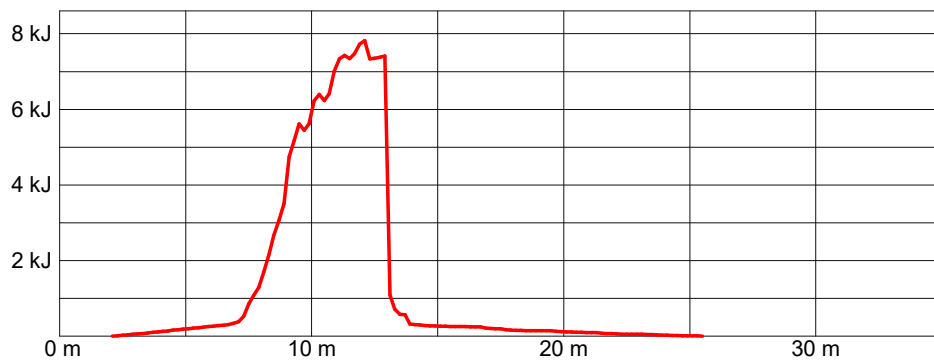
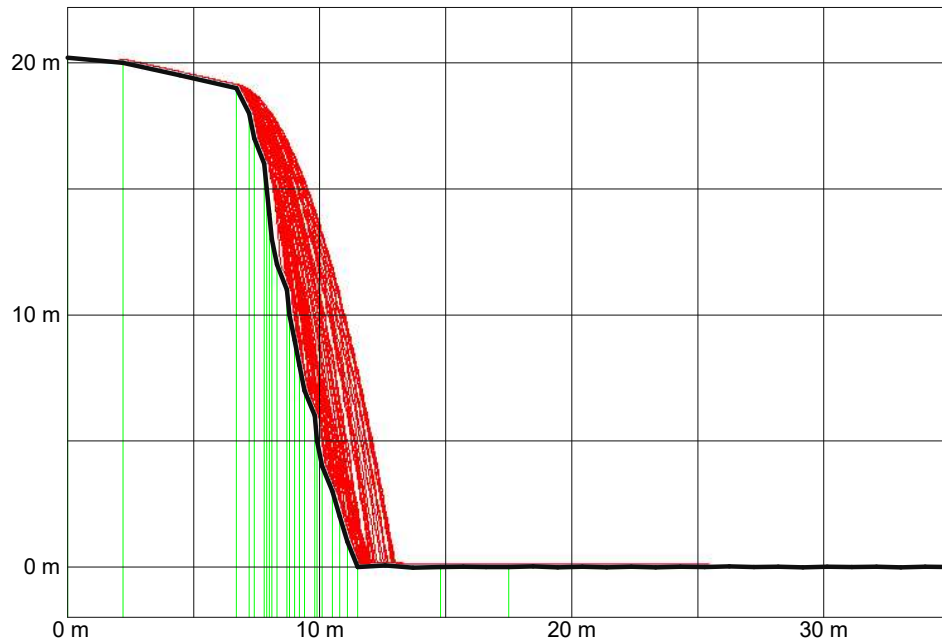
Project No. : S4
Name of Project : S4_R=0.15
Profile No. : 4
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobru gg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S4_R=0.15	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.15			
Mass (kg)	:	38.17			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	5.00+/-3.00			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

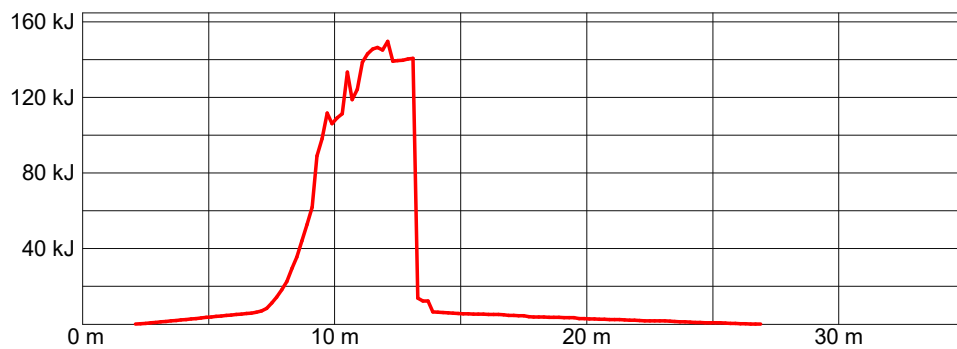
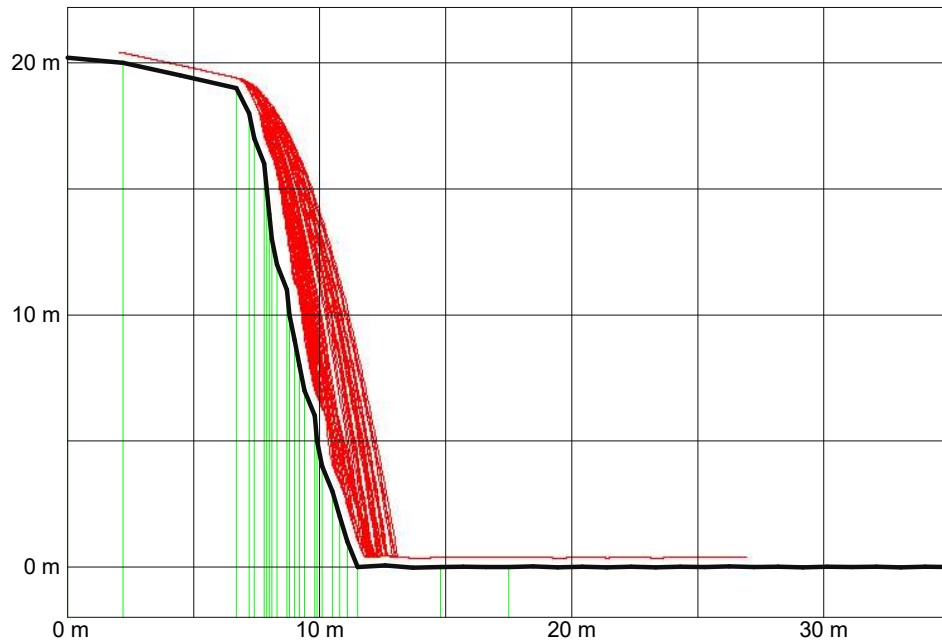
Project No. : S4
Name of Project : S4_R=0.40
Profile No. : 4
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobru gg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S4_R=0.40	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.40			
Mass (kg)	:	723.82			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	5.00+/-3.00			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

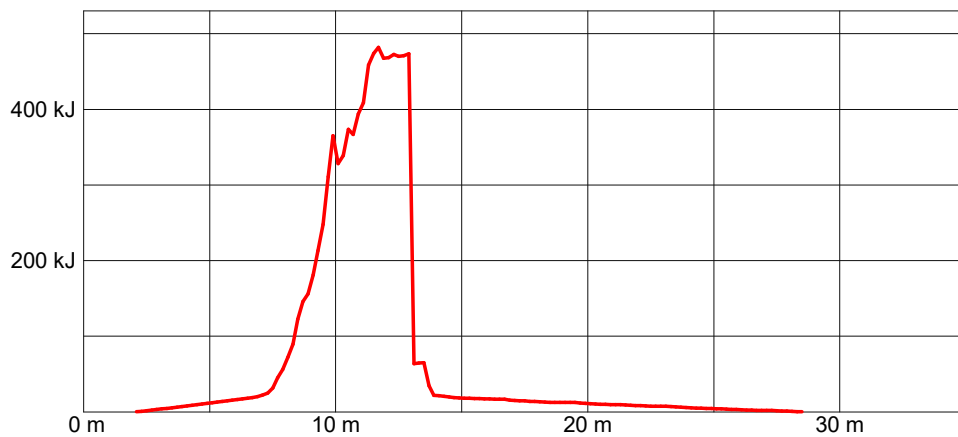
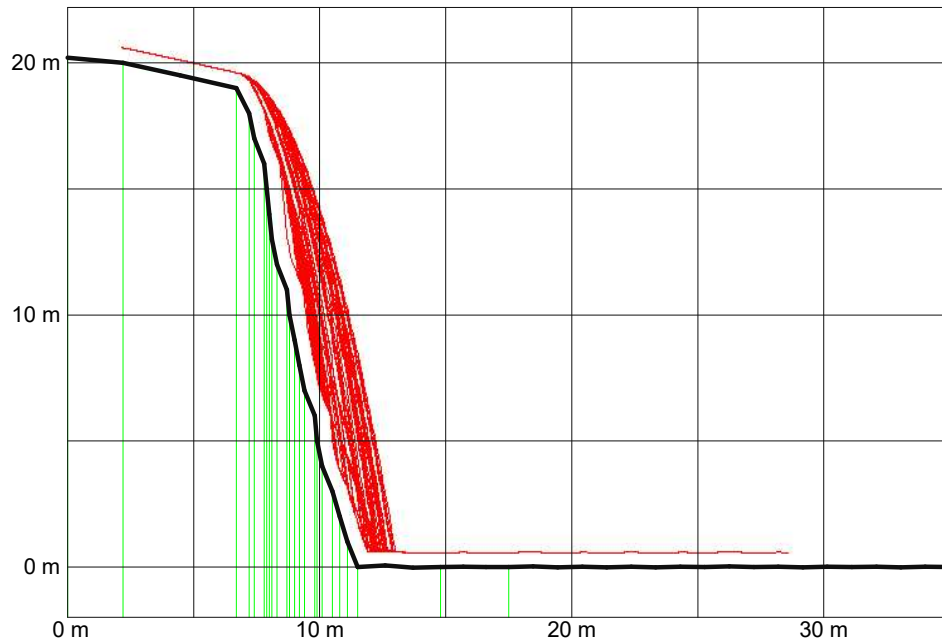
Project No. : S4
Name of Project : S4_R=0.60
Profile No. : 4
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobru gg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S4_R=0.60	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.60			
Mass (kg)	:	2442.90			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	5.00+/-3.00			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

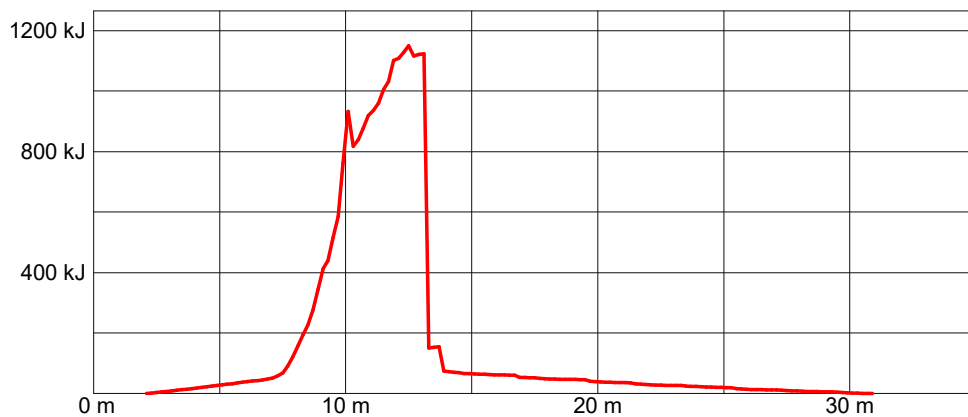
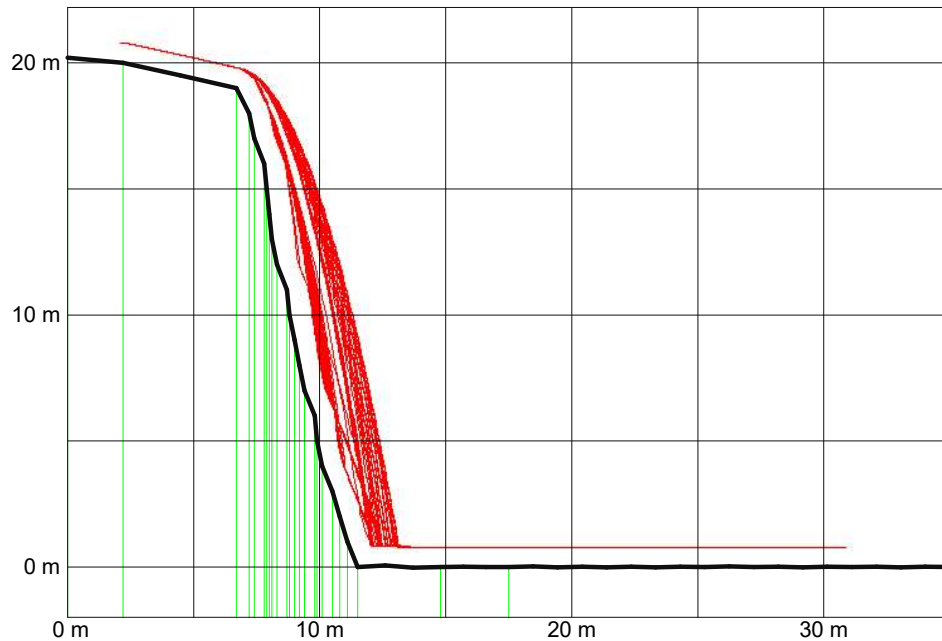
Project No. : S4
Name of Project : S4_R=0.80
Profile No. : 4
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobrugg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S4_R=0.80	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.80			
Mass (kg)	:	5790.58			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	5.00+/-3.00			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

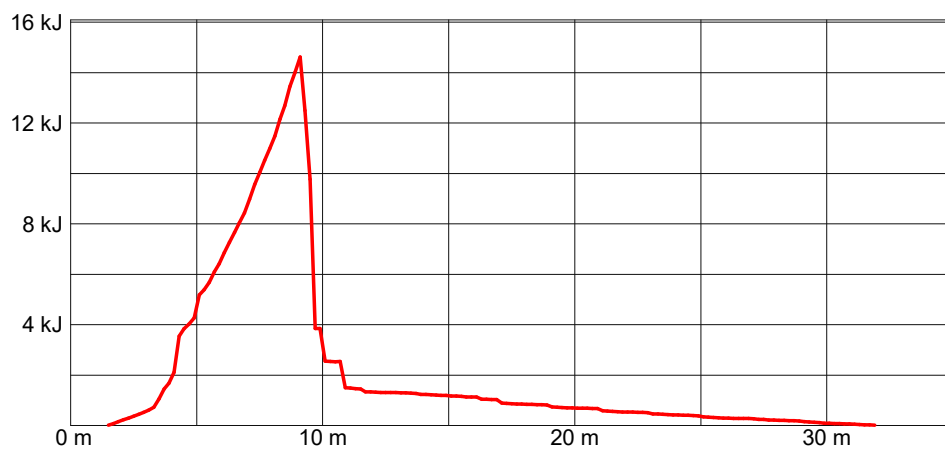
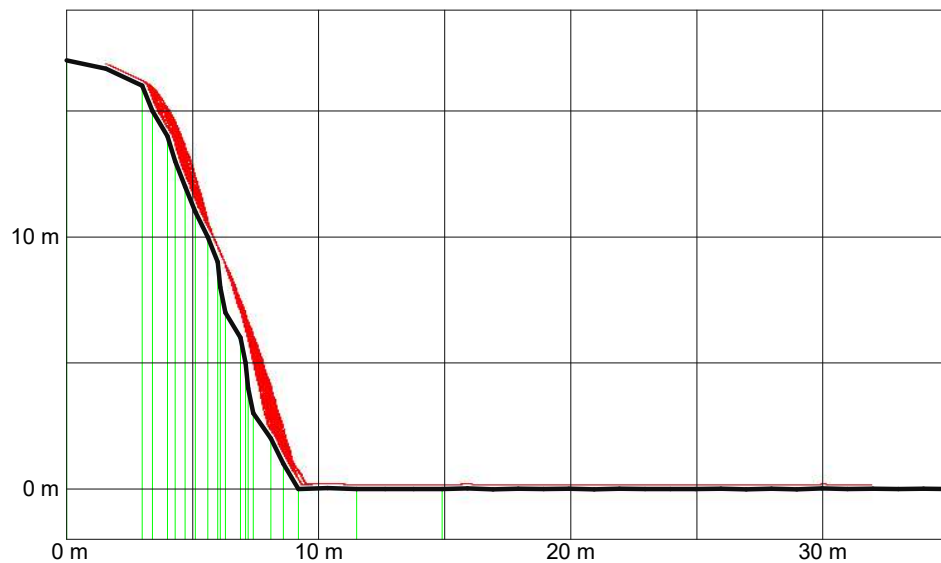
Project No. : S5
Name of Project : S5_R=0.20
Profile No. : 5
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobrugg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S5_R=0.2	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.20			
Mass (kg)	:	90.48			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	3.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

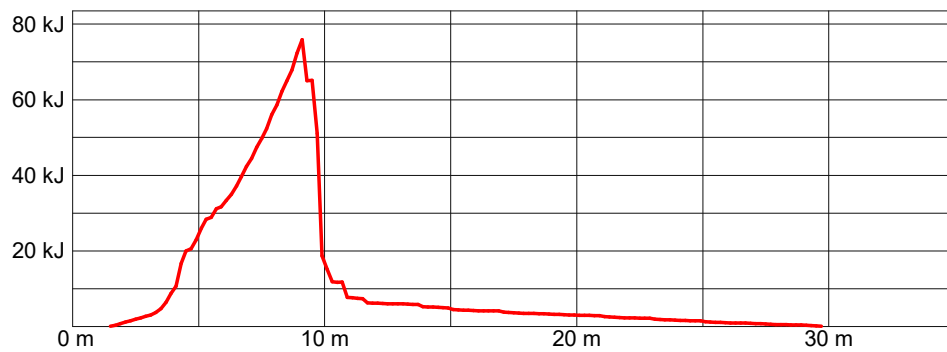
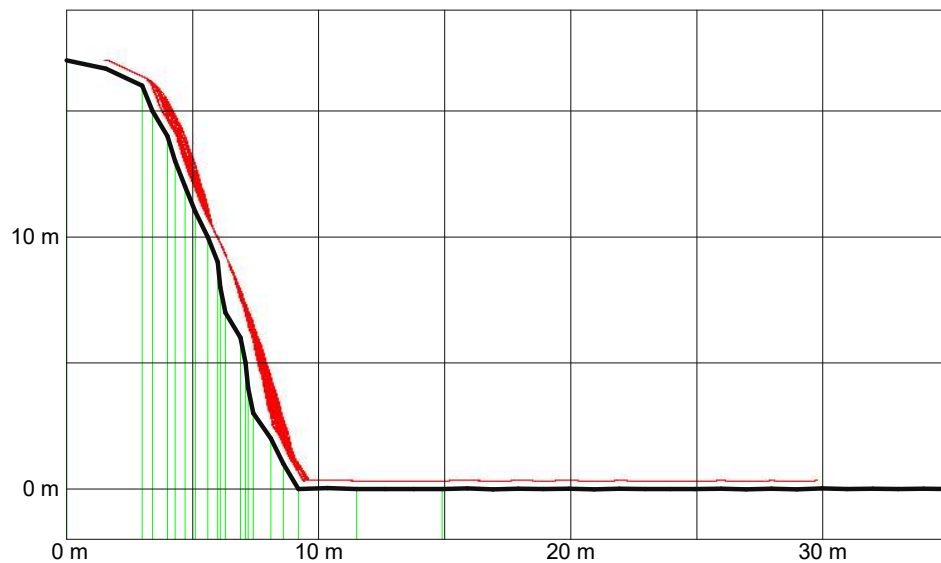
Project No. : S5
Name of Project : S5_R=0.35
Profile No. : 5
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobru gg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S5_R=0.35	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.35			
Mass (kg)	:	484.90			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	3.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

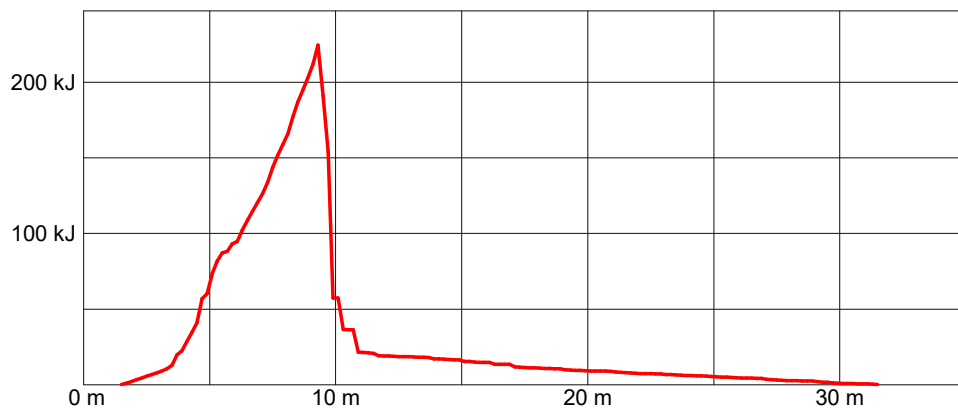
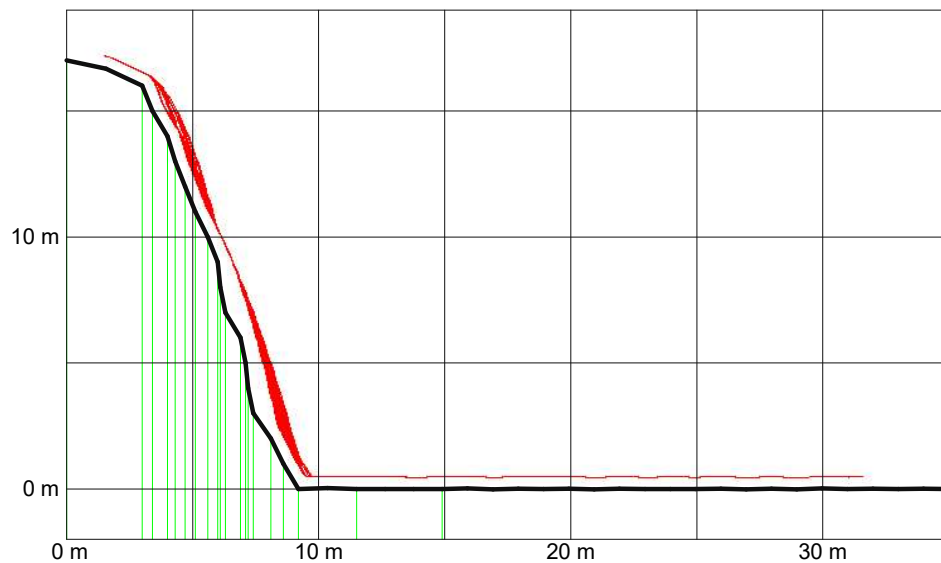
Project No. : S5
Name of Project : S5_R=0.50
Profile No. : 5
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobru gg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S5_R=0.50	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.50			
Mass (kg)	:	1413.72			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	3.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

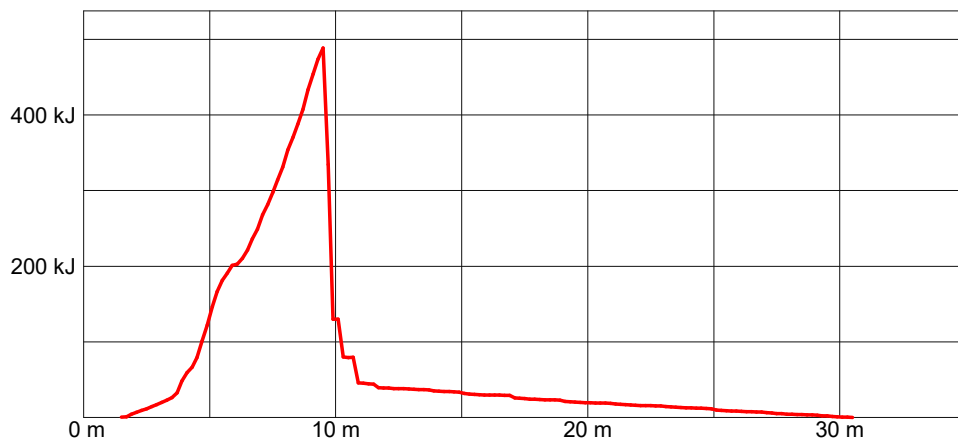
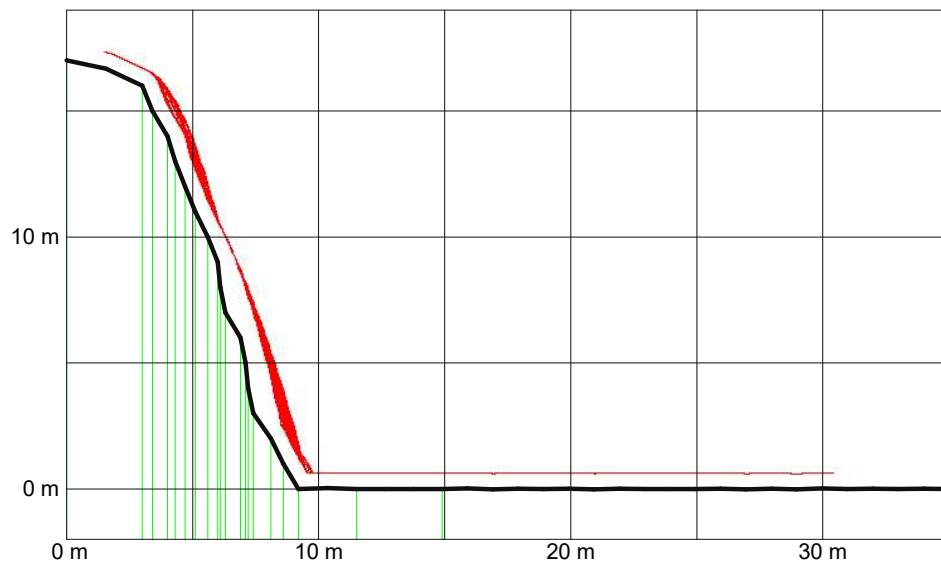
Project No. : S5
Name of Project : S5_R=0.65
Profile No. : 5
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobrugg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S5_R=0.65	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.65			
Mass (kg)	:	3105.94			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	3.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

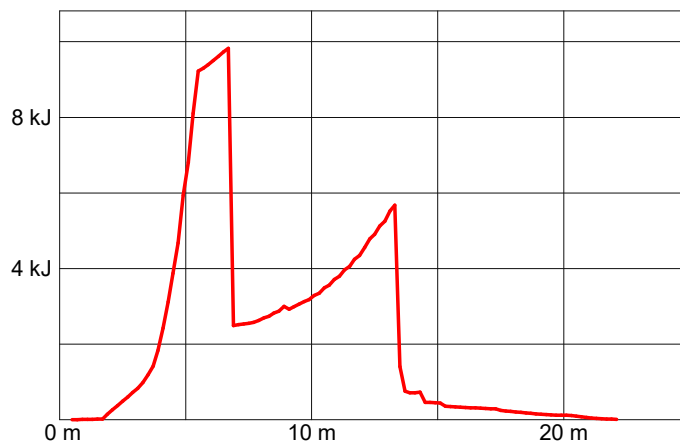
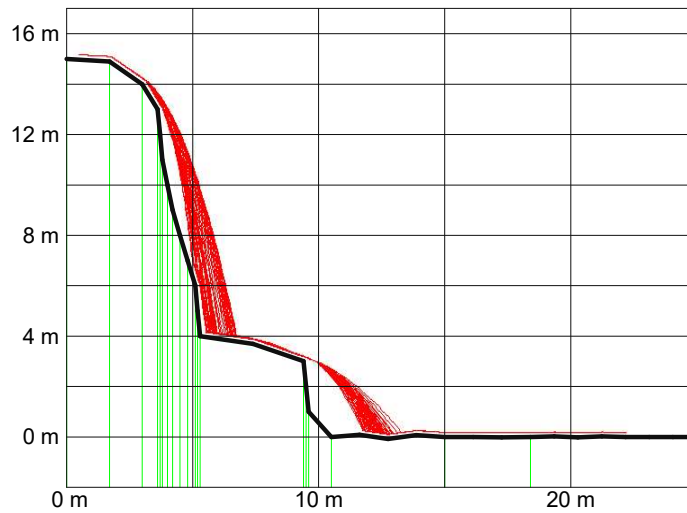
Project No. : S6
Name of Project : S6_R=0.20
Profile No. : 6
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobruigg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile
Envelope curve: energy



Run No.	:	S6_R=0.20	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.20			
Mass (kg)	:	90.48			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

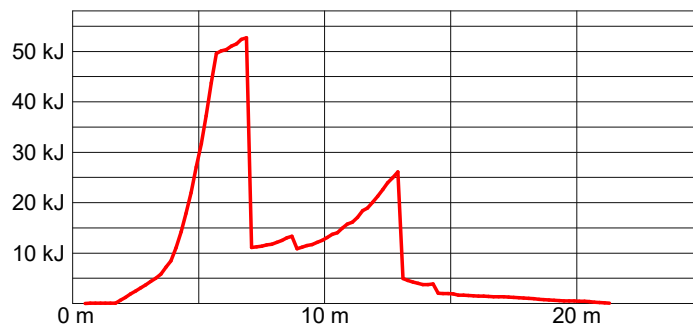
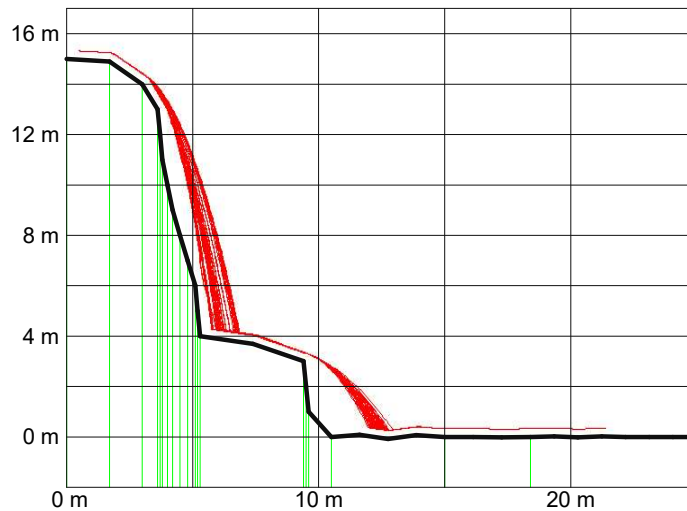
Project No. : S6
Name of Project : S6_R=0.35
Profile No. : 6
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobruigg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S6_R=0.35	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.35			
Mass (kg)	:	484.90			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

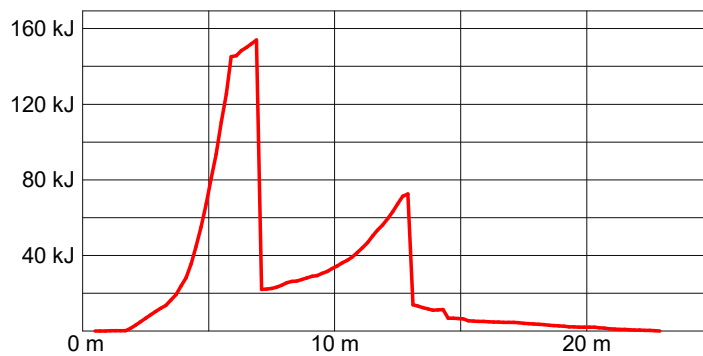
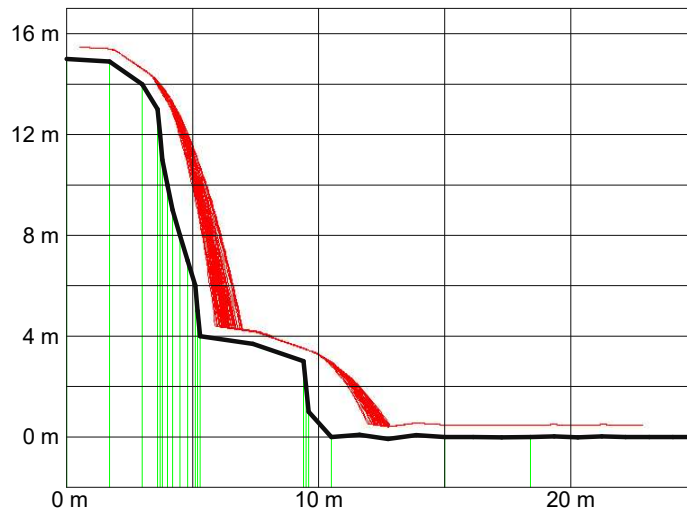
Project No. : S6
Name of Project : S6_R=0.50
Profile No. : 6
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobruigg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile Envelope curve: energy



Run No.	:	S6_R=0.50	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.50			
Mass (kg)	:	1413.72			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			



Rockfall 6.1

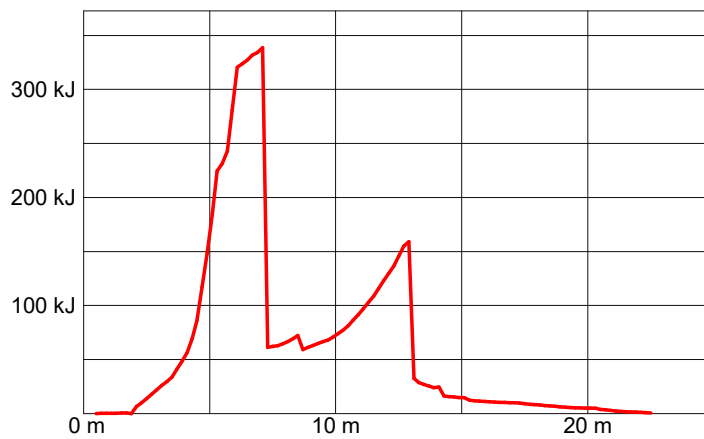
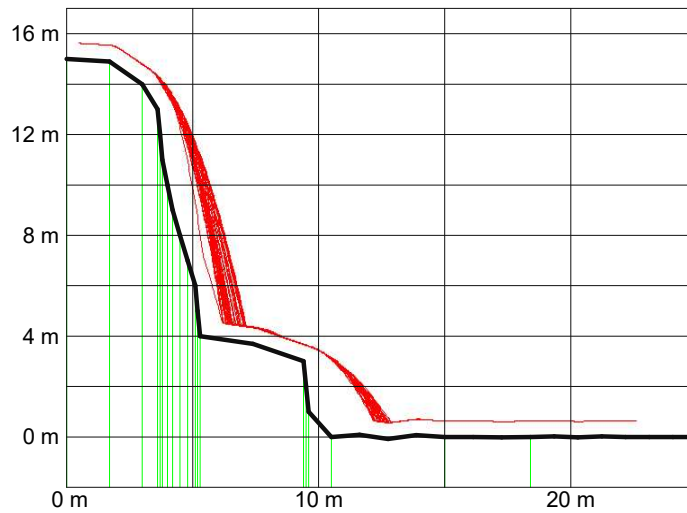
Project No. : S6
Name of Project : S6_R=0.65
Profile No. : 6
Date : 11/2018
Ann. No. :

Signature :

Remark :

Rockfall 6.1 - Release: 27.11.2001, Dr. Spang GmbH, Witten
Lizenznehmer: Geobruigg Fatzer AG, Romanshorn

Surface profile
Envelope curve: energy



Run No.	:	S6_R=0.65	No. of rocks	:	100
Radius (m)	:	0.65			
Mass (kg)	:	3105.94			
Initial Motion	:	rolling/sliding with rotation			
Initial position X(m)	:	2.00+/-1.50			
Delta T(sec)	:	0.02			
VgrN(m/sec)	:	0.20			
VgrT(m/sec)	:	0.20			